



Diseño de una instalación para la producción de 500.000 T/año de cemento Portland

PROYECTO FINAL DE CARRERA

Autor: Álvaro Jorge Arnal Mañas

Directora: Eva Francés Pérez

Especialidad: Química industrial

Diciembre 2010

Índice

1.	Objetivo del proyecto	9
2.	Definición e historia del cemento	10
3.	Clasificación de los cementos.....	14
3.1	Tipo, nombre y aplicación	14
3.1.1	Tipo I.....	15
3.1.2	Tipo II.....	15
3.1.3	Tipo III.....	15
3.1.4	Tipo IV	15
3.2.	Cementos Hidráulicos Mezclados	16
3.2.1	Tipo IS	16
3.2.2	Tipo IP y Tipo P	17
3.2.3	Tipo S	17
3.2.4	Tipo I (PM)	17
3.2.5	Tipo I (SM)	18
3.3	Cementos Especiales	18
3.3.1	Cementos para Pozos Petroleros.....	18
3.3.2	Cementos Plásticos	18
3.3.3	Cementos Portland Impermeabilizados.....	19
3.4	Otros Tipos de Cementos	19
3.4.1	Cementos de Albañilería	19
3.4.2	Cementos Expansivos	19
3.4.3	Cemento Portland Blanco	20
4.	Situación del cemento en la actualidad.....	21
5.	Descripción de las materias primas	23
5.1	Componente calcáreo	23
5.1.1	Caliza	23

5.1.2 Creta	24
5.1.3 Marga	24
5.2 Componente arcilloso	25
5.3 Componentes correctores	25
5.4 Componentes adicionales	25
5.4.1 Óxido de magnesio	26
5.4.2 Álcalis	26
5.4.3 Azufre	26
5.4.4 Cloruros	27
5.4.5 Fluoruros	28
5.5 Yeso	28
6. Reacciones químicas que se producen	29
6.1 Hasta los 550 °C	29
6.1.1 Secado	29
6.1.2 Deshidratación de la arcilla	29
6.2 Hasta 1000 °C	29
6.2.1 Formación de los óxidos a partir de la metacaolinita	29
6.2.2 Descomposición de los carbonatos	29
6.2.3 Formación de SC_2 y AC_3	30
6.3 Hasta los 1250 °C	30
6.3.1 Fijación de cal en SC y AC para dar SC_2 y AC_3	30
6.3.2 Formación de FAC_4	30
6.4 Hasta los 1450 °C	30
6.5 Enfriamiento	31
7. Descripción química del clínker	33
7.1 Silicato tricálcico (SC_3)	34
7.2 Silicato bicálcico (SC_2)	34
7.3 Aluminato tricálcico	35

7.4 Ferrito-Aluminato tetracálcico (FAC ₄)	36
8. Selección del método de fabricación	37
8.1 Vía Húmeda.....	38
8.2 Vía semi-seca y semi-húmeda	39
8.3 Vía Seca	41
8.4 Elección adoptada	42
9. Proceso de producción: descripción de alternativas	43
9.1 Desmenuzamiento preliminar de las materias primas	43
9.1.1 Trituradores de mandíbulas	44
9.1.2 Trituradores de cono o giratorios	46
9.1.3 Trituradores de cilindros o rodillos	47
9.1.4 Trituradores de martillos	47
9.1.5 Trituradores por impacto.....	48
9.1.6 Molino de bolas	49
9.1.7 Molinos Compound.....	50
9.1.8 Molinos de bolas sobre pista en anillo (molinos Peters).....	50
9.2 Prehomogeneización	52
9.3 Dsecación de las materias primas.....	55
9.3.1 Secadores de tambor	55
9.3.2. Molienda – secado	58
9.3.3. Secaderos rápidos.....	59
9.4. Molienda del crudo.....	60
9.4.1. Molinos combinados.....	61
9.4.2. Molinos de circuito cerrado con elevador de noria y separadores centrífugos.....	61
9.4.3. Molinos con separador de aire.....	61
9.4.4. Finura del molido	62
9.5. Almacenamiento de las materias primas.....	64

9.5.1. Silos de crudo.....	64
9.6. Homogeneización del crudo.....	65
9.6.1. Proceso Fuller	66
9.6.2. Otros sistemas.....	67
9.7. Hornos	68
9.7.1. Hornos verticales.....	68
9.7.2. Hornos rotatorios	70
9.8. Precalentadores y precalcinadores	79
9.9. Combustibles	82
9.10. Enfriamiento del clínker.....	83
9.10.1. Enfriador de tambor rotatorio	84
9.10.2. Enfriador planetario: construcción antigua	85
9.10.3. Enfriador planetario: construcción moderna.....	86
9.10.4. Enfriador de parrilla	86
9.10.5. Enfriador de cuba (vertical).....	88
9.10.6. Enfriador por gravedad	89
9.11. Almacenamiento del clínker	90
9.12. Molienda del cemento	91
9.12.1. Molinos combinados	94
9.12.2. Molinos tubulares con separadores por centrifugación y elevador en circuito cerrado	94
9.13. Almacenamiento del cemento	95
9.14. Ensacado y carga del cemento	96
9.15. Desempolvaduras	99
9.15.1. Cámaras de sedimentación de polvo	100
9.15.2. Ciclones.....	101
9.15.3. Multiciclones	102
9.15.4. Filtros de tejido	103

9.15.5. Filtros de lechos de gravillas.....	104
9.15.6. Filtros electrostáticos	105
9.16. Descripción de los transportes internos.....	107
9.16.1. Cintas transportadoras	107
9.16.2. Elevadores de cangilones.....	110
9.16.3. Aerodeslizadores.....	112
9.16.4. Otros tipos de transporte	113
10. Ubicación de la fábrica	117
11. Descripción del proceso	121
11.1. Trituración de las materias primas	121
11.1.1. Trituración primaria de la caliza	121
11.1.2. Trituradora secundaria de caliza.....	121
11.1.3. Trituración de la arcilla.....	122
11.2. Prehomogeneización de las materias primas	122
11.3. Molienda del crudo	123
11.4. Almacenamiento-homogeneización del crudo	124
11.5. Precalentamiento del crudo	124
11.6. Calcinación del crudo	125
11.7. Enfriamiento del clínker	126
11.8. Almacenamiento del clínker.....	126
11.9. Molienda del cemento.....	126
11.10. Almacenamiento del cemento.....	127
11.11. Ensacado y carga del cemento.....	127
11.12. Tratamiento de los gases de escape	128
11.13. Transportes internos de la fábrica	128
11.14. Diagrama de bloques del proceso	130
12. Cálculos.....	133
12.1. Balances de materia y de energía.....	133

12.1.1 Balance de materia en la molienda de cemento	133
12.1.2. Balance de energía al enfriador planetario	135
12.1.3. Balance de materia al horno rotatorio	135
12.1.4. Balance de materia al gas natural.....	143
12.1.5. Balance de energía al horno.....	147
12.1.6. Balance de materia y energía al intercambiador de ciclones	148
12.1.7. Balance de materia y energía en la molienda-secado del crudo .	151
12.1.8. Balance de materia en la zona de distribución.....	154
12.2. Diseño de las máquinas.....	155
12.2.1. Triturador primario de caliza	155
12.2.2. Trituradora secundaria de caliza. Triturador giratorio.....	157
12.2.3. Trituración de la arcilla. Triturador de rodillos	159
12.2.4. Almacenamiento-prehomogeneización de caliza	162
12.2.5. Almacenamiento-prehomogeneización de arcilla.....	164
12.2.6. Molienda del crudo	165
12.2.7. Almacenamiento-homogeneización de crudo	172
12.2.8. Intercambiador de ciclones	173
12.2.9. Horno rotatorio.....	180
12.2.10. Enfriador planetario	190
12.2.11. Tanques de almacenamiento del clínker.....	192
12.2.12. Molienda del cemento molino de bolas	193
12.2.13. Almacenamiento de cemento	201
12.2.14. Ensacadora	201
12.2.15. Torre de acondicionamiento	202
12.2.16. Electrofiltro	204
12.2.17. Cintas transportadoras	207
12.2.18. Elevadores de cangilones.....	208
13. Fuentes de información	209

14. Anexo	211
14.1 Normativa	211
14.1.1 Relación de normativas relativas al cemento	212

1. Objetivo del proyecto

El presente proyecto tiene por objeto el diseño de las obras e instalaciones necesarias para el proceso de producción de cemento Portland del tipo I, a través del procedimiento por vía seca, con una producción de 500000 T/año a situar en la localidad sevillana de Villanueva del Río y Minas, en el polígono industrial *El Carbonal*.

Para ello se describen los procesos comerciales, la maquinaria utilizada, las reacciones que intervienen en el proceso, las materias primas que se necesitan, etc. así como todos los cálculos necesarios tanto en el diseño de los equipos como de las cantidades de materias primas a introducir.

Por otra parte, el objetivo final es la realización del Proyecto Final de Carrera cuyo peticionario es la Escuela de Ingeniería Técnica Industrial de Zaragoza, dentro de la especialidad de Química Industrial.

2. Definición e historia del cemento

La palabra cemento es el nombre que se le da a varias sustancias adhesivas. Deriva del latín *caementum*, porque los romanos llamaban *opus caementitium* (obra cementicia) a la grava y a diversos materiales parecidos al hormigón que usaban en sus morteros, aunque no eran la sustancia que los unía.

Hoy se llama cemento por igual a varios pegamentos, pero de preferencia, al material para unir que se usa en la construcción de edificios y obras de ingeniería civil.

También se le conoce como cemento hidráulico, denominación que comprende a los aglomerantes que fraguan y endurecen una vez que se mezclan con agua e inclusive, bajo el agua.

El cemento Portland es el que proviene de la pulverización del clínker obtenido por fusión incipiente de materiales arcillosos y calizos, que contengan óxidos de calcio, silicio, aluminio y fierro en cantidades convenientemente dosificadas y sin más adición posterior que yeso sin calcinar, así como otros materiales que no excedan del 1 % del peso total y que no sean nocivos para el comportamiento posterior del cemento, como pudieran ser los álcali.

A lo largo de la historia, el cemento ha sido el principal material de construcción empleado por la humanidad, puesto que los cementos Portland y sus derivados están formados, básicamente, por mezclas de caliza, arcilla y yeso, que son minerales muy abundantes en la naturaleza.

Desde los primeros usos de este producto, se ha continuado experimentado con sus aplicaciones en todo tipo de obras y, actualmente, está presente en casas, puentes, carreteras, hospitales, etc.

Una de las construcciones más antiguas en las que se empleó una mezcla primitiva semejante al cemento es el suelo de una cabaña en Lepenski Vir (Yugoslavia), que data del 5.600 a.C. En concreto, se trataba de un compuesto formado por cal roja y aditivos.

En Chile alrededor del 3.000 a.C. los indios usaban un conglomerante hidráulico procedente de la calcinación de algas en las paredes de sus chozas. Por su parte, los egipcios emplearon morteros de yeso y de cal en construcciones monumentales como la pirámide de Giza (2.500 a.C.) y en Troya y Micenas se emplearon piedras unidas por arcilla para construir muros.

La civilización romana fue la primera en desarrollar el uso del cemento, para cuya producción empleaban cal viva y cenizas volcánicas. Los romanos utilizaron este producto en los grandes edificios municipales, alcantarillados y sistemas de agua, así como conglomerante entre paredes para proporcionar fuerza y peso a la estructura.

Uno de los principales ejemplos de aplicación de este material por parte de los romanos es el Panteón de Roma, construido por Agripa en el año 27 a.C. Esta obra fue destruida por un incendio y reconstruida posteriormente por Adriano en el año 120 de la era presente. Su cúpula, de 44 metros de luz, está construida en hormigón y no tiene más huecos que un lucernario situado en la parte superior. En su construcción se empleó hormigón realizado con puzolanas, cal y áridos ligeros. Este material se colocó en tres capas, siendo la densidad de cada una de ellas decreciente conforme se acercaba al lucernario, gracias al empleo de áridos de pómez de diferente densidad. Se trata de una muestra de lo que es una estructura bien construida y durable.

También con este producto se construyeron las paredes del Anfiteatro de Pompeya (año 75) y los cimientos y las paredes internas del Coliseo (año 80).

Igualmente, los romanos realizaron grandes hazañas para proveer agua limpia a sus ciudades y, aunque su sistema público de agua no fue el primero, fue uno de los más complejos e influyentes. Los primeros conductos de esta estructura estaban hechos de piedra y otros materiales, pero después, en lugar de la piedra, se introdujo el hormigón y varias combinaciones de bloques y ladrillos, mezclados con escombros. Éste podría ser el primer ejemplo del uso de este material en beneficio de grandes poblaciones.

No obstante, el hormigón desaparece después del Imperio Romano, y no será hasta el siglo XVIII cuando resurja el interés por el conocimiento de los cementos.

A finales del siglo XVIII se empezó a experimentar con los diferentes tipos de cemento para incrementar la fuerza y la durabilidad del hormigón. Así, en 1758 John Smeaton, un ingeniero de Leeds (Reino Unido), ideó un nuevo mortero al reconstruir el

faro de Eddyston, en la costa de Cornish. Smeaton descubrió que los morteros formados por la adición de una puzolana a una caliza con alta proporción de arcilla eran los que mejores resultados daban frente a la acción del agua de mar y que la presencia de arcilla en las cales las mejoraba, haciendo que éstas fraguasen bajo el agua y que una vez endurecidas fuesen insolubles.

Posteriormente, Rev James Parker creó accidentalmente un nuevo tipo de cemento investigando la reacción de las piedras de cal en el fuego. Este nuevo material fue patentado y se usó ampliamente en el siglo XIX, conociéndose con el nombre de “cemento romano”, ya que se pensaba, erróneamente, que era el mismo que 2.000 años antes usó este pueblo.

En 1824 Joseph Aspdin, un constructor de Wakefield (Reino Unido), calcinó en un horno una mezcla tres partes de piedra caliza por una de arcilla. Éste fue el padre del cemento moderno y se llamó Portland porque su aspecto era similar al de las calizas de la isla de Portland. Probablemente, el material patentado por Aspdin era una caliza hidráulica debido, entre otras cosas, a las bajas temperaturas empleadas en la cocción.

No obstante, puede decirse con acierto que el padre del cemento fue el químico francés Vicat, que propuso en 1817 un sistema de fabricación, que se sigue empleando en la actualidad, que estableció las mezclas de calizas y arcillas dosificadas en las proporciones convenientes y molidas conjuntamente, apareciendo como consecuencia los primeros cementos naturales, avanzadilla de los actuales Portland.

Años después, en 1838 Brunel emplea por primera vez un cemento procedente de la fábrica de Aspdin en el que se había logrado una parcial sinterización al elegir una temperatura adecuada de cocción. Este cemento se aplicó en la construcción de un túnel bajo el río Támesis en Londres.

Con todo, el cemento Portland, tal y como hoy se conoce, fue producido en 1845 por Isaac C. Jhonson al moler finamente los nódulos sobrecocidos que quedaban a la salida del horno de Apsdin. Con esta idea mejoró las dosificaciones y aumentó las temperaturas de cocción hasta lograr la sinterización de la mezcla.

El intenso desarrollo de la construcción de ferrocarriles, puentes, puertos, diques, etc. en la segunda mitad del siglo XIX promocionó el uso de este producto y

sus fábricas, especialmente las de cemento natural, que empezaron a extenderse por doquier.

Igualmente beneficiosa para el desarrollo de la industria fue la invención de los hornos rotatorios para la calcinación y el molino tubular para la molienda, ya que contribuyeron a reducir los costes de fabricación e incrementar la disponibilidad de este material, pudiendo producirse el cemento Portland en cantidades comerciales.

De la misma forma que la Revolución Industrial supuso la progresiva desaparición de los procesos de producción artesanales, el desarrollo de las nuevas tecnologías actuales han permitido la evolución y mejora del cemento y de su proceso de fabricación.

Actualmente, la investigación sobre el cemento ha ido de la mano del desarrollo de nuevas propiedades del mismo, mientras que la referida a las instalaciones ha optado por la implantación de las mejores técnicas disponibles como garantía de la apuesta de la industria por la sostenibilidad.

3. Clasificación de los cementos

Los cementos Portland son cementos hidráulicos compuestos principalmente de silicatos de calcio hidráulicos, que fraguan y endurecen al reaccionar químicamente con el agua. En el curso de esta reacción, denominada hidratación, el cemento se combina con el agua para formar una pasta, y cuando le son agregados arena y grava triturada, se forma lo que se conoce como el material más versátil utilizado para la construcción: el cemento.

El tipo de materias primas y sus proporciones se diseñan en base al tipo de cemento deseado. La norma ASTM C 150 establece ocho diferentes tipos de cemento, de acuerdo a los usos y necesidades del mercado de la construcción:

3.1 Tipo, nombre y aplicación

I : Normal. Para uso general, donde no son requeridos otros tipos de cemento.

IA : Normal. Uso general, con inclusor de aire.

II : Moderado. Para uso general y además en construcciones donde existe un moderado ataque de sulfatos o se requiera un moderado calor de hidratación.

IIA : Moderado. Igual que el tipo II, pero con inclusor de aire.

III : Altas resistencias. Para uso donde se requieren altas resistencias a edades tempranas.

IIIA : Altas resistencias. Mismo uso que el tipo III, con aire incluido.

IV : Bajo calor de hidratación. Para uso donde se requiere un bajo calor de hidratación.

V : Resistente a la acción de los sulfatos. Para uso general y además en construcciones donde existe un alto ataque de sulfatos.

3.1.1 Tipo I

Este tipo de cemento es de uso general, y se emplea cuando no se requiere de propiedades y características especiales que lo protejan del ataque de factores agresivos como sulfatos, cloruros y temperaturas originadas por calor de hidratación. Entre los usos donde se emplea este tipo de cemento están: pisos, pavimentos, edificios, estructuras, elementos prefabricados.

3.1.2 Tipo II

El cemento Portland tipo II se utiliza cuando es necesario la protección contra el ataque moderado de sulfatos, como por ejemplo en las tuberías de drenaje, siempre y cuando las concentraciones de sulfatos sean ligeramente superiores a lo normal, pero sin llegar a ser severas (En caso de presentarse concentraciones mayores se recomienda el uso de cemento Tipo V, el cual es altamente resistente al ataque de los sulfatos).

Genera normalmente menos calor que el cemento tipo I, y este requisito de moderado calor de hidratación puede especificarse a opción del comprador. En casos donde se especifican límites máximos para el calor de hidratación, puede emplearse en obras de gran volumen y particularmente en climas cálidos, en aplicaciones como muros de contención, pilas, presas, etc.

3.1.3 Tipo III

Este tipo de cemento desarrolla altas resistencias a edades tempranas, de 3 y 7 días. Esta propiedad se obtiene al molerse el cemento más finamente durante el proceso de molienda. Su utilización se debe a necesidades específicas de la construcción, cuando es necesario retirar cimbras lo más pronto posible o cuando por requerimientos particulares, una obra tiene que ponerse en servicio muy rápidamente, como en el caso de carreteras y autopistas.

3.1.4 Tipo IV

El cemento Portland tipo IV se utiliza cuando por necesidades de la obra, se requiere que el calor generado por la hidratación sea mantenido a un mínimo. El desarrollo de resistencias de este tipo de cemento es muy lento en comparación con

los otros tipos de cemento. Los usos y aplicaciones del cemento tipo IV están dirigidos a obras con estructuras de tipo masivo, como por ejemplo grandes presas.

La hidratación se inicia en el momento en que el cemento entra en contacto con el agua; el endurecimiento de la mezcla da principio generalmente a las tres horas, y el desarrollo de la resistencia se logra a lo largo de los primeros 30 días, aunque éste continúa aumentando muy lentamente por un período mayor de tiempo

En la fabricación del cemento se utilizan normalmente calizas de diferentes tipos, arcillas, aditivos -como el mineral de fierro cuando es necesario- y en ocasiones materiales silicosos y aluminosos. Estos materiales son triturados y molidos finamente, para luego ser alimentados a un horno rotatorio a una temperatura de 1400 °C y producir un material nodular de color verde oscuro denominado Clíner.

3.2. Cementos Hidráulicos Mezclados

Estos cementos han sido desarrollados debido al interés de la industria por la conservación de la energía y la economía en su producción.

La norma ASTM C 595 reconoce la existencia de cinco tipos de cementos mezclados:

1. Cemento Portland de escoria de alto horno - Tipo IS.
2. Cemento Portland puzolana - Tipo IP y Tipo P.
3. Cemento de escoria - Tipo S.
4. Cemento Portland modificado con puzolana - Tipo I (PM).
5. Cemento Portland modificado con escoria - Tipo I (SM).

3.2.1 Tipo IS

El cemento Portland de escoria de alto horno se puede emplear en las construcciones de concreto en general. Para producir este tipo de cemento, la escoria del alto horno se muele junto con el clíner de cemento Portland, o puede también molerse en forma separada y luego mezclarse con el cemento. El contenido de escoria varía entre el 25 y el 70 % en peso.

3.2.2 Tipo IP y Tipo P

El cemento Portland IP puede ser empleado en construcciones en general y el tipo P se utiliza en construcciones donde no sean necesarias resistencias altas a edades tempranas. El tipo P se utiliza normalmente en estructuras masivas, como estribos, presas y pilas de cimentación. El contenido de puzolana de estos cementos se sitúa entre el 15 y el 40 % en peso.

3.2.3 Tipo S

El cemento tipo S, de escoria, se usa comúnmente en donde se requieren resistencias inferiores. Este cemento se fabrica mediante cualquiera de los siguientes métodos:

- 1) Mezclando escoria molida de alto horno y cemento Portland.
- 2) Mezclando escoria molida y cal hidratada.
- 3) Mezclando escoria molida, cemento Portland y cal hidratada.

El contenido mínimo de escoria es del 70 % en peso del cemento de escoria.

3.2.4 Tipo I (PM)

El cemento Portland tipo I (PM), modificado con puzolana, se emplea en todo tipo de construcciones de concreto. El cemento se fabrica combinando cemento Portland o cemento Portland de escoria de alto horno con puzolana fina. Esto se puede lograr:

- 1) Mezclando el cemento Portland con la puzolana.
- 2) Mezclando el cemento Portland de escoria de alto horno con puzolana.
- 3) Moliendo conjuntamente el clínker de cemento con la puzolana.
- 4) Por medio de una combinación de molienda conjunta y de mezclado.

El contenido de puzolana es menor del 15 % en peso del cemento terminado.

3.2.5 Tipo I (SM)

El cemento Portland modificado con escoria, tipo I (SM), se puede emplear en todo tipo de construcciones de concreto. Se fabrica mediante cualquiera de los siguientes procesos:

- 1) Moliendo conjuntamente el clínker con alguna escoria granular de alto horno.
- 2) Mezclando escoria molida y cal hidratada.
- 3) Mezclando escoria, cemento Portland y cal hidratada.

El contenido máximo de escoria es del 25 % del peso del cemento de escoria. A todos los cementos mezclados arriba mencionados, se les puede designar la inclusión de aire agregando el sufijo A, por ejemplo, cemento tipo S-A. Además, en este tipo de cementos, la norma establece como requisito opcional para los cementos tipo I (SM), I (PM), IS, IP y los denominados con sufijo MS o MH lo siguiente: moderada resistencia a los sulfatos y/o moderado calor de hidratación y en caso del tipo P y PA, moderada resistencia a los sulfatos y/o bajo calor de hidratación.

3.3 Cementos Especiales

3.3.1 Cementos para Pozos Petroleros

Estos cementos, empleados para sellar pozos petroleros, normalmente están hechos de clínker de cemento Portland. Generalmente deben tener un fraguado lento y deben ser resistentes a temperaturas y presiones elevadas. El Instituto Americano del Petróleo (American Petroleum Institute) establece especificaciones (API 10-A) para nueve clases de cemento para pozos (clases A a la H). Cada clase resulta aplicable para su uso en un cierto rango de profundidades de pozo, temperaturas, presiones y ambientes sulfatados.

3.3.2 Cementos Plásticos

Los cementos plásticos se fabrican añadiendo agentes plastificantes, en una cantidad no mayor del 12 % del volumen total, al cemento Portland de tipo I ó II durante la operación de molienda. Estos cementos comúnmente son empleados para hacer morteros y aplanados.

3.3.3 Cementos Portland Impermeabilizados

El cemento Portland impermeabilizado usualmente se fabrica añadiendo una pequeña cantidad de aditivo repelente al agua como el estearato de sodio, de aluminio, u otros, al clínter de cemento durante la molienda final.

3.4 Otros Tipos de Cementos

3.4.1 Cementos de Albañilería

Estos son cementos hidráulicos diseñados para emplearse en morteros, para construcciones de mampostería.

Están compuestos por alguno de los siguientes: cemento Portland, cemento Portland puzolana, cemento Portland de escoria de alto horno, cemento de escoria, cal hidráulica y cemento natural. Además, normalmente contienen materiales como cal hidratada, caliza, creta, talco o arcilla.

La trabajabilidad, resistencia y color de los cementos de albañilería se mantienen a niveles uniformes gracias a los controles durante su manufactura. Aparte de ser empleados en morteros para trabajos de mampostería, pueden utilizarse para argamasas y aplanados, mas nunca se deben emplear para elaborar concreto.

3.4.2 Cementos Expansivos

El cemento expansivo es un cemento hidráulico que se expande ligeramente durante el período de endurecimiento a edad temprana después del fraguado. Debe satisfacer los requisitos de la especificación ASTM C 845, en la cual se le designa como cemento tipo E-1. Comúnmente se reconocen tres variedades de cemento expansivo:

E-1(K) contiene cemento Portland, trialuminosulfato tetracálcico anhidro, sulfato de calcio y óxido de calcio sin combinar.

E-1(M) contiene cemento Portland, cemento de aluminato de calcio y sulfato de calcio.

E-1(S) contiene cemento Portland con un contenido elevado de aluminato tricálcico y sulfato de calcio.

3.4.3 Cemento Portland Blanco

El cemento Portland blanco difiere del cemento Portland gris únicamente en el color. Se fabrica conforme a las especificaciones de la norma ASTM C 150, normalmente con respecto al tipo I ó tipo III; el proceso de manufactura, sin embargo, es controlado de tal manera que el producto terminado sea blanco. El cemento Portland blanco es fabricado con materias primas que contienen cantidades insignificantes de óxido de hierro y de manganeso, que son las sustancias que dan el color al cemento gris.

El cemento blanco se utiliza para fines estructurales y para fines arquitectónicos, como muros precolados, aplanados, pintura de cemento, paneles para fachadas, pegamento para azulejos y como concreto decorativo.

4. Situación del cemento en la actualidad

Desde el año 2008, el sector de la construcción en España ha frenado sustancialmente el crecimiento de sus principales variables dando lugar, como consecuencia, a una caída en el consumo de cemento.

La producción de cemento alcanzó los 54.5 millones de toneladas en 2007, siendo ésta su cifra más alta en toda la historia. Si se comparan estos datos con los del año presente (27.4 millones de toneladas), se observa un descenso en la producción de más del 50 % en tan sólo 3 años.

De esos 27.4 millones de toneladas de cemento, un 97.45 % corresponden a la producción de cemento gris, mientras que tan solo un 2.55 % corresponde a una producción de cemento blanco.

Tanto en la tabla 4.1 como en la figura 4.1, puede observarse el descenso sufrido en el sector durante los últimos años.

Tabla 4.1. Comparación de datos referidos al cemento entre los años 2009 y 2010.

	2.010	2.009	Variación	
			Absoluta	%
PRODUCCION CLINKER GRIS	20.583.142	22.117.488	-1.534.346	-6,94%
PRODUCCION CLINKER BLANCO	582.522	652.781	-70.259	-10,76%
TOTAL PRODUCCION CLINKER	21.165.664	22.770.269	-1.604.605	-7,05%
PRODUCCION DE CEMENTO GRIS	26.688.601	32.222.233	-5.533.632	-17,17%
PRODUCCION DE CEMENTO BLANCO	698.075	846.114	-148.039	-17,50%
TOTAL PRODUCCION DE CEMENTO	27.386.676	33.068.347	-5.681.671	-17,18%
VENTAS DOMESTICAS CEMENTO GRIS	25.350.409	31.206.830	-5.856.421	-18,77%
VENTAS DOMESTICAS CEMENTO BLANCO	646.227	802.533	-156.306	-19,48%
TOTAL VENTAS DOMESTICAS CEMENTO	25.996.636	32.009.363	-6.012.727	-18,78%
CONSUMO APARENTE DE CEMENTO	26.608.456	32.857.294	-6.248.838	-19,02%
CONSUMO APARENTE MEDIO DIARIO	106.010	131.429	-25.419	-19,34%
EXPORTACIONES DE CEMENTO	1.925.947	1.472.119	453.828	30,83%
EXPORTACION DE CLINKER	1.322.584	1.363.579	-40.995	-3,01%
TOTAL EXPORTACIONES	3.248.531	2.835.698	412.833	14,56%
IMPORTACIONES DE CEMENTO	662.557	1.033.650	-371.093	-35,90%
IMPORTACIONES DE CLINKER	1.779.434	2.552.357	-772.923	-30,28%
TOTAL IMPORTACIONES	2.441.991	3.586.007	-1.144.016	-31,90%

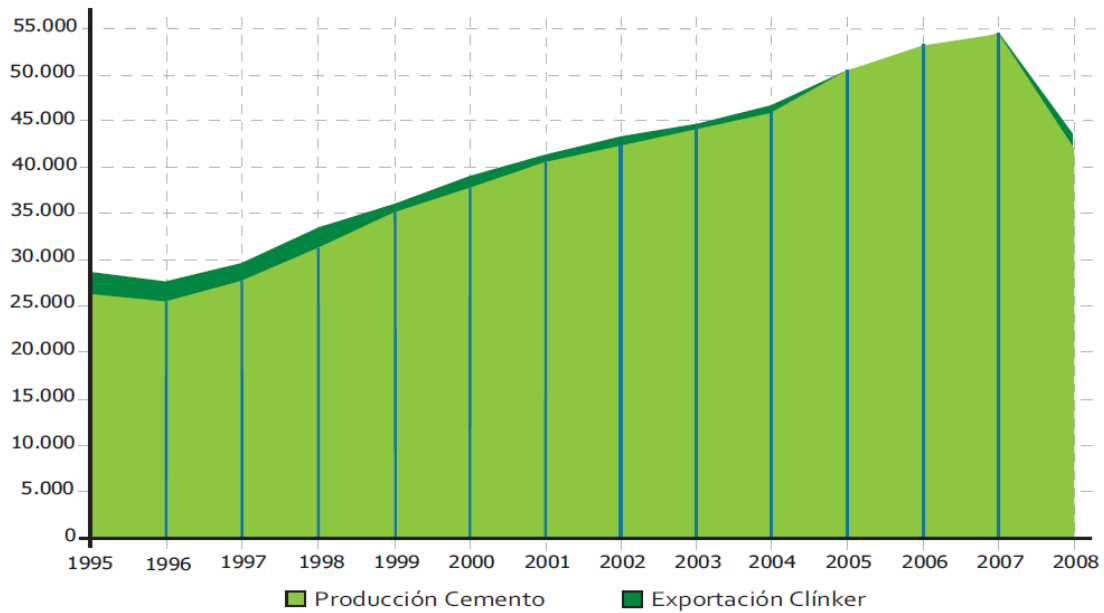


Figura 4.1. Gráfico referido a la producción de cemento y exportación de clínker en los últimos años.

Sin embargo, se observa que pese a la gran cantidad de cemento que se produce en España, sigue siendo considerable el cemento que se importa de otros países, así como la cantidad de éste que se exporta fuera de las fronteras naciones, especialmente al norte de África. Por lo tanto, el objetivo de la presente planta se dirigirá fundamentalmente al abastecimiento de las necesidades cementeras africanas y del sur peninsular, tratando de evitar el encarecimiento del cemento que supone su importación desde lugares de producción más lejanos.

Otro factor decisivo a la hora de decidir instalar una fábrica de cemento en la actualidad, es que según datos estadísticos, se prevé que la crisis económica en la que está inmersa tanto España como el resto de los países de la Comunidad Europea terminará a finales del año siguiente. Por lo tanto, se considera que cuando la fábrica se haya construido en su totalidad, el mercado de la construcción resurgirá volviéndose a alcanzar de nuevo valores de ventas muy positivos, tal y como se registraron en años anteriores.

5. Descripción de las materias primas

Para fabricar cemento pueden usarse tanto minerales de origen natural como productos industriales. Como minerales de partida sirven minerales que contengan los componentes principales del cemento: cal, sílice, alúmina y óxidos de hierro. Estos componentes raramente se encuentran en las proporciones deseadas y en una sola sustancia. Por tanto, la mayoría de las veces se ha de elegir la mezcla de un componente rico en cal (componente calcáreo) con otro pobre en cal pero que contenga más alúmina y óxidos de hierro (componente arcilloso). Estos dos componentes son, por regla general, la caliza y la arcilla o la caliza y la marga.

Las materias primas para la fabricación de cemento han de ser de extracción económica. Cuanto mayor es el número de componentes que tengan que mezclarse, más cara será la extracción y preparación de las materias necesarias para conseguir una mezcla apta para una buena cocción.

5.1 Componente calcáreo

5.1.1 Caliza

El carbonato cálcico (CaCO_3) adecuado para fabricar cemento Portland es el procedente de todas las formaciones geológicas. Las formas más puras de la caliza son el espato calizo (calcita) y el aragonito. El espato calizo cristaliza en el sistema hexagonal y el aragonito en el rómbico. Una variedad de espato calizo, de grano macroscópico, es el mármol pero sería antieconómico emplear mármol para fabricar cemento.

Las formas más comunes del carbonato cálcico y más parecidas al mármol están constituidas por la caliza y la creta. La caliza posee, por lo general, estructura cristalina de grano fino. La dureza de la caliza viene determinada por su edad geológica; cuanto más antigua es la formación tanto más dura suele ser la caliza.

Solamente los yacimientos de la caliza pura son de color blanco.

Usualmente la caliza contiene otros materiales pertenecientes a sustancias arcillosas o a minerales de hierro que influyen en su color.

5.1.2 Creta

La creta es una roca sedimentaria, formada durante el cretácico, y geológicamente joven. Al contrario que la caliza, la creta posee una estructura suelta, térrea, que la hace adecuada especialmente para la fabricación del cemento por vía húmeda.

Como la extracción de la creta no exige explosivos ni tampoco se ha de triturar, el coste de este componente disminuye de modo considerable el de la fabricación del cemento.

En algunos yacimientos el contenido en carbonato cálcico de la creta llega al 98- 99 % con porcentajes prácticamente despreciables de SiO_2 , Al_2O_3 , y MgCO_3 .

En el crudo para cemento, el componente alcanza una cuantía del 76-80 %, por lo que sus propiedades físicas tienen una influencia decisiva en la elección del proceso de fabricación del cemento y de los dispositivos de su realización.

5.1.3 Marga

A las calizas que van acompañadas de sílice y de productos arcillosos, así como de óxido de hierro, se les llama margas. Las margas forman el paso de transición a las arcillas. Debido a su abundancia, las margas se utilizan con mucha frecuencia como materia prima para la fabricación de cemento.

Geológicamente, son rocas sedimentarias originadas por la deposición simultánea de carbonato de calcio y de material arcilloso. La dureza de la marga es menor que la de la caliza; cuánto más elevada es su concentración en material arcilloso, tanto menos dura se presenta. A veces, las margas contienen sustancias bituminosas. El color de la marga depende del material arcilloso que contiene y varía desde el amarillo hasta el gris oscuro. Las margas son un excelente material para la fabricación de cemento, puesto que contienen el material calcáreo y arcilloso en estado homogeneizado.

5.2 Componente arcilloso

La segunda materia prima importante para la fabricación de cemento es la arcilla. Las arcillas, en esencia, son productos de meteorización de silicatos de los metales alcalinos y alcalinotérreos, en particular de los feldespatos y micas. La parte principal de las arcillas está formada por hidrosilicatos de alúmina.

La composición química de las arcillas varía desde aquellas que se aproximan a los minerales puros de la arcilla hasta las que contienen agregados de hidróxido de hierro, sulfuro de hierro, arena, carbonato de calcio, etc. El hidróxido de hierro es el componente colorante más frecuente de las arcillas, aunque también pueden prestarle distintas coloraciones las sustancias orgánicas, siendo la arcilla sin impurezas blanca. La principal fuente de álcalis en los cementos es el componente arcilloso del crudo.

Las arcillas más empleadas se clasifican en los siguientes grupos de minerales:

- Caolín: $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2 \text{SiO}_2 \cdot 2 \text{H}_2\text{O}$
- Mortmorillonita: $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 4 \text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O} + n\text{H}_2\text{O}$

Los minerales del grupo del caolín se distinguen por su diferente riqueza en SiO_2 , así como por su estructura cristalográfica y sus propiedades ópticas. La denominación de caolinita se aplica al mineral caolín puro. Los minerales de la arcilla tienen textura de grano fino; el tamaño del grano queda por debajo de las 2 micras de diámetro.

5.3 Componentes correctores

Los componentes correctores se añaden en los casos en que las materias primas disponibles no contienen en cantidad suficiente uno de los componentes químicamente necesarios en el crudo. Así, se aplica, por ejemplo, arena como material adicional para elevar el contenido en anhídrido silícico, o también arcillas de muy alto contenido en SiO_2 o bien kieselgur. Si carecen de los suficientes óxidos de hierro se utilizan como correctores minerales de hierro o cenizas de la tostación de piritas.

5.4 Componentes adicionales

Algunos elementos o compuestos que se pueden encontrar acompañando a las materias primas son:

5.4.1 Óxido de magnesio

Es un componente indeseable en el clinker porque puede producir expansiones diferidas en los productos ya fraguados y endurecidos.

Está combinado hasta un 2 % en las fases principales del clinker, ya que más allá de esta cifra aparece como MgO (periclasa). La periclasa se transforma con el agua en Mg(OH)_2 , pero la reacción transcurre muy lentamente cuando las restantes reacciones de endurecimiento ya han concluido. Como el Mg(OH)_2 adquiere mayor volumen que el MgO, en el punto en que está situado el gránulo de periclasa, puede hacer saltar la estructura de la roca de cemento y originar grietas.

Por lo general el MgO se encuentra en la caliza como dolomita (CaCO_3 y MgCO_3).

También las escorias de horno alto contienen a veces mucho MgO. Si se eligen tales escorias como materia prima para la fabricación de cemento, hay que prestar atención a que el contenido de MgO en el clinker permanezca dentro de los límites permisibles.

5.4.2 Álcalis

El K_2O y el Na_2O proceden principalmente de los materiales margosos y arcillosos en donde están presentes en forma de inclusiones finamente dispersas en el seno de los feldespatos, de los restos de mica y del mineral ilita. En la cocción del cemento en el horno rotatorio, se volatiliza una parte de los álcalis en la zona de sinterización y da lugar a un ciclo cerrado de álcalis. Al no ser volatilizados en su totalidad, al sobrepasar cierta dosis pueden ser nocivos ya que, en determinados casos, dan lugar a reacciones expansivas con los ácidos del hormigón para el que se emplee, afectando además a la durabilidad química de aquel.

No deben superar el 0,6 % en peso de cemento.

5.4.3 Azufre

Se suele presentar combinado como sulfuro (pirita y marcasita FeS_2) en casi todas las materias primas del cemento. De sucesivas investigaciones en yacimientos calcáreos se dedujo un contenido máximo de azufre (combinado en sulfitos y sulfatos)

del 0.16 % de S y en depósitos de arcillas la media fue de 0.22 % de S. Los combustibles utilizados contienen cantidades muy variables de azufre, desde 0 para el gas natural hasta un 3.5 % para el fuel-oil pesado.

A partir del azufre del combustible y del crudo, se genera por combustión y se vaporiza respectivamente, SO_2 gaseoso, el cual se combina con los álcalis volatilizados presentes también en los gases del horno, produciendo sulfatos alcalinos gaseosos que se depositan en las partes frías del horno y en el intercambiador sobre el material en reacción. Aparte de una pequeña fracción, que es detraída con el polvo de chimenea, los sulfatos alcalinos condensados retornan a la zona de sinterización y de ella salen con el clínker gracias a su escasa volatilidad.

Si no hay suficiente SO_2 para que se combine la totalidad de los álcalis, entonces se originan ciclos cerrados de carbonatos alcalinos, fácilmente volatilizables o también cloruros alcalinos también volatilizables. Los carbonatos alcalinos, en tanto que no estén combinados en las fases del clínker, se vaporizan de nuevo en la zona de sinterización.

Altos contenidos de azufre pueden comportar emisiones elevadas de SO_2 en los gases residuales, taponamientos de crudo en el intercambiador y la formación de anillos de costra en el horno rotatorio.

5.4.4 Cloruros

En los hornos rotatorios, el cloro reacciona con los álcalis y forma cloruros que son transportables por los gases y que precipitan en el intercambiador de calor. Éstos retornan con el material en reacción pero, a diferencia de los sulfatos, de nuevo son vaporizados en la zona de sinterización sin dejar resto alguno. Puesto que se depositan casi cuantitativamente en el intercambiador, se forma entre la zona de sinterización y el intercambiador un circuito cerrado hasta que por razón de pegaduras o de formación de costras, el horno se detiene. Tales circuitos cerrados se deberían impedir mediante la desviación (bypass) de una fracción de los gases del horno, de un 10 % hasta un 15 %. De acuerdo con la experiencia, se impone una desviación parcial de los gases cuando el contenido en Cl es del orden de 0.015 % del peso del crudo.

El cemento puede tener trazas de cloruros procedentes de las materias primas, pero no superiores a un 0.1 % de Cl.

5.4.5 Fluoruros

El contenido en fluoruros de las materias primas habituales para el cemento está situado entre los límites del 0.03 % al 0.08 %. A causa de la pequeñísima volatilidad de los fluoruros, no se forma ningún circuito cerrado (de modo contrario a los cloruros). Se ha prescindido de la adición, que antes se practicaba, de fluoruro de calcio a los crudos (hasta el 1 %) para hacer más fácil la cocción del clínker ya que se ha logrado combinar la cal mediante una mejor homogeneización y una molienda más fina.

5.5 Yeso

Para fabricar cemento, es necesario el yeso. Según la normativa, debe de haber aproximadamente un 4 % de yeso, y por tanto un 96 % de clínker.

El objetivo de la adición de yeso es regular el fraguado. Principalmente reduce la velocidad de hidratación del AC_3 permitiendo así que todas las fases se fragüen a la vez. Éste se añade en la molienda del cemento junto con el clínker. Previamente se tritura (igual que la caliza y la arcilla pero aparte de éstas) y luego se prehomogeneiza, para posteriormente ser enviado a la molienda del cemento.

El yeso es un producto preparado básicamente a partir de una piedra natural denominada aljez mediante deshidratación, al que puede añadirse en la fábrica determinadas adiciones de otras sustancias químicas para modificar sus características de fraguado, resistencia, adherencia, retención de agua y densidad, que una vez amasado con agua, puede ser utilizado directamente.

También, se emplea para la elaboración de materiales prefabricados. El yeso, como producto industrial, es sulfato de calcio hemihidrato ($CaSO_4 \cdot \frac{1}{2}H_2O$) o sulfato cálcico bihidrato ($CaSO_4 \cdot 2H_2O$), también llamado vulgarmente "yeso cocido". Se comercializa molido, en forma de polvo. Una variedad de yeso, denominada alabastro, se utiliza profusamente, por su facilidad de tallado, para elaborar pequeñas vasijas, estatuillas y otros utensilios.

6. Reacciones químicas que se producen

Durante la cocción del crudo, se producen diversas reacciones químicas que producen los diversos componentes mineralógicos. Se detalla a continuación cada etapa:

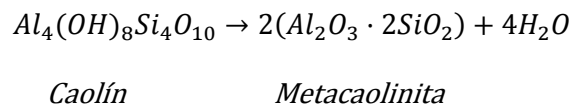
6.1 Hasta los 550 °C

6.1.1 Secado

El agua libre del crudo, en forma de humedad, es evaporada antes de alcanzar los 200 °C.

6.1.2 Deshidratación de la arcilla

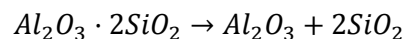
Entre los 200 y 400 °C se desprende el agua ligada a las arcillas:



6.2 Hasta 1000 °C

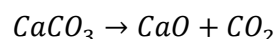
6.2.1 Formación de los óxidos a partir de la metacaolinita

La metacaolinita se descompone a temperaturas del orden de 600 a 900 °C, dando como resultado la formación de óxidos reactivos.



6.2.2 Descomposición de los carbonatos

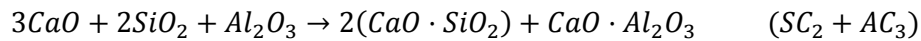
El carbonato cálcico, $CaCO_3$, se descompone debido a la presencia de los demás óxidos a partir de los 600 °C hasta unos 1000 °C.



A 896 °C se descompondría la calcita pura. El contenido en cal es bajo a temperaturas inferiores a 800 °C (sólo de un 2 %), mientras que a temperaturas superiores es mayor al 20 %. La disociación térmica del MgCO_3 tiene menos importancia y es similar a la del CaCO_3 , pero a menos temperatura.

6.2.3 Formación de SC_2 y AC_3

Las llamadas reacciones en fase sólida ocurren sobre los 550-600 °C, en la descomposición del CaCO_3 que reacciona con la arcilla dando como primeros productos los compuestos de bajo contenido en cal SC_2 y AC_3 .

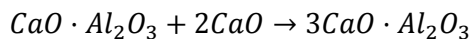
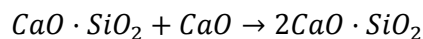


Estas reacciones ocurren lentamente. Para acelerar el proceso es necesario un aumento de la superficie específica del material de alimentación, aumentar la temperatura, etc.

6.3 Hasta los 1250 °C

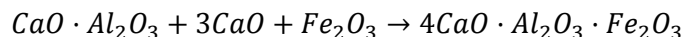
6.3.1 Fijación de cal en SC y AC para dar SC_2 y AC_3

A partir de 800 °C se fija la cal y aumenta la cantidad de estas dos fases (SC_2 y AC_3).



6.3.2 Formación de FAC_4

La formación del FAC_4 es posible en presencia de Fe_2O_3 y fijando la cal al AC.



6.4 Hasta los 1450 °C

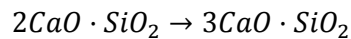
Las llamadas reacciones en fase líquida que se conocen como sintetización o clinkerización, sucediendo esto sobre las temperaturas de 1260 °C. Al ir aumentando la temperatura se incrementa la proporción de fase líquida (un 20- 30 % sobre los

1450 °C), dependiendo esta proporción de la composición química del material. Un módulo de sílice alto indica una escasa formación de fase líquida. La viscosidad de la fase líquida es baja, al disminuir el módulo de alúmina.

Los componentes secundarios afectan la viscosidad de la fase líquida, aumentándola los álcalis y disminuyéndola el SO_3 y el MgO . La fase líquida va evolucionando hasta alcanzar el equilibrio; allí se formará el SC_3 .

6.4.1 Formación de SC_3

Los silicatos tricálcico y dicálcico están presentes como fase sólida dentro del líquido sinterizado (SC_3).



6.5 Enfriamiento

Una vez se ha llegado al equilibrio entre fases en estado líquido (1450 °C), se procede a enfriar el clínker.

Al ir bajando la temperatura, se produce la cristalización en primer lugar del C_3S , separándose de la fase líquida. Este proceso de cristalización se desarrolla rápidamente; la fase líquida solidifica sin pérdida de C_3S . Cuanto más rico en CaO sea, mayor es su tendencia a cristalizar. Las fases aluminosa, silícica y férrica fundidas, van cristalizando posteriormente.

En los procesos más modernos se procura un enfriamiento rápido del clínker, pero debido a este enfriamiento rápido, la fase fundida que existe durante la formación del clínker no puede cristalizar totalmente y por ello en el clínker se encuentran fases amorfas y otras vítreas. La determinación cuantitativa de dicha fase vítrea es muy difícil y además es más abundante en las superficies de los granos del clínker, donde el aire refrigerante actúa más intensamente que en el interior de dichos granos.

Tras dicho enfriamiento las distintas fases se pueden observar microscópicamente obteniendo una imagen similar a la figura 6.1:

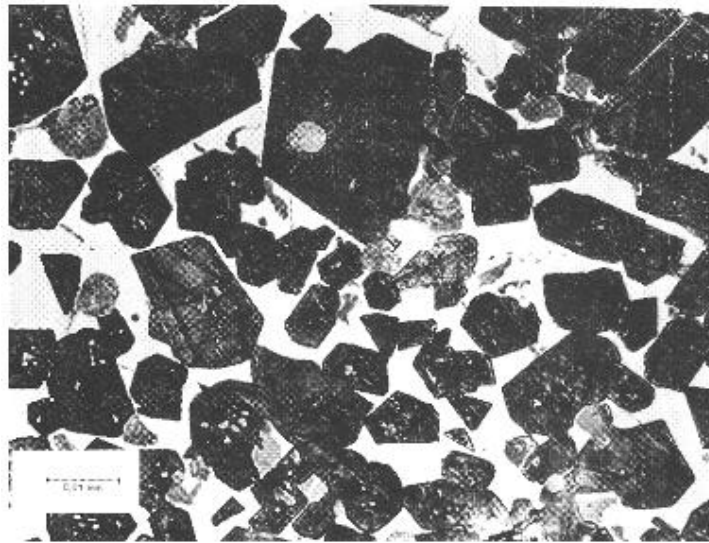


Figura 6.1. Fases del clínker de cemento Portland.

Se observan las distintas fases:

- Alita: gris oscuro, en su mayor parte con bordes rectilíneos.
- Belita: gris claro con bordes redondeados.
- Aluminato: inclusiones oscuras en la masa intersticial clara.
- Ferrita: masa intersticial blanca.

7. Descripción química del clínter

El clínter del cemento se forma por las reacciones químicas entre los compuestos constituyentes del crudo. Hay que tener presente que la calidad del clínter define todas las propiedades del cemento. Dicha calidad dependerá de su composición química, cuyos intervalos se recogen en la tabla 7.1.

Tabla 7.1. Intervalos permisibles de los diferentes componentes del cemento (% en peso)

	Límites
SiO₂	19-24
Al₂O₃	4-9
Fe₂O₃	1.6-6
CaO	60-67
MgO	<5
K₂O	<3
Na₂O	<3
SO₃	<3

De forma práctica, se trabaja siempre con los componentes mineralógicos del clínter llamados fases. Las distintas fases están descritas en la tabla 7.2.

Tabla 7.2. Composición mineralógica (fases) del clínter de cemento

Fases	Fórmula química	Formulación abreviada
Silicato tricálcico	SiO ₂ ·3CaO	SC ₃ (alita)
Silicato bicálcico	SiO ₂ ·2CaO	SC ₂ (Belita)
Aluminato tricálcico	Al ₂ O ₃ ·3CaO	AC ₃ (Felita)
Ferrito-aluminato tetracálcico	Fe ₂ O ₃ ·Al ₂ O ₃ ·4CaO	FAC ₄ (Celita)

A continuación se detallan las fases principales de clínter:

7.1 Silicato tricálcico (SC_3)

Es el mineral más importante del clínker y se le conoce con el nombre de “alita”. Su reacción es bastante exotérmica (120 cal/g). Examinado al microscopio, se presenta en forma de cristales poligonales curvos, cuyo tamaño medio es de 50 μm .

El SC_3 puede disociarse en SC_2 y CaO, al enfriar el clínker y mantenerlo mucho tiempo a dicha temperatura.

Determina la rapidez de fraguado y las resistencias mecánicas; su cantidad en el clínker está entre el 45-60 %. Un cemento con alto contenido de SC_3 (60 %), da altas resistencias iniciales. Estos cementos presentan una alta proporción de CaO en su composición y están clinkerizados a una temperatura suficientemente alta para que la cantidad de CaO (cal libre) no sea demasiado elevada.

Nunca se encuentra SC_3 puro en el clínker, sino que incluye otros óxidos ajenos a su composición, como son el MgO, Al_2O_3 , Fe_2O_3 , TiO_2 y otros. Los contenidos de estos óxidos dependen de la composición del clínker, de la temperatura de cocción y del enfriamiento.

7.2 Silicato bicálcico (SC_2)

Llamado “belita”, está presente en un 20-30 % en el clínker. Endurece con lentitud, pero alcanza alta resistencia después de un fraguado prolongado. El SC_2 es el compuesto que da al cemento su resistencia a largo plazo.

Al igual que el SC_3 , tampoco se encuentra puro en el clínker, pues contiene otros óxidos (Al_2O_3 , Fe_2O_3 , MgO, Cr_2O_3 , etc.), que se introducen en la red cristalina entre 1-3 %. La belita se encuentra principalmente en estado sólido a la temperatura de clinkerización. El desarrollo de sus resistencias es lento, aunque a largo plazo alcanza resistencias tan altas como el SC_3 .

Existen cuatro variedades polimórficas del orto-silicato de calcio (α , β , γ y δ). La variedad α es la más frecuente en el clínker; sus cristales son de aspecto variable con un tramo entre 20-50 μm y su superficie puede ser lisa o estriada; la estriada proviene del paso de la forma β a la α .

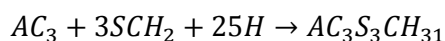
Durante el enfriamiento lento, la forma α puede pasar a la forma γ . La transformación se realiza con un aumento de volumen del 10 %, lo que provoca su pulverización. No obstante, esta inversión se puede evitar, es decir, que se puede estabilizar la forma α , pues algunas impurezas (Al_2O_3 , Fe_2O_3 , etc.) impiden la transformación.

La granulometría tiene una gran importancia. En nódulos grandes, el SC_2 se transforma en γ alrededor de los 500 °C, mientras que en partículas finas, menores de 5 μm , alcanza la temperatura ordinaria conservando su forma.

7.3 Aluminato tricálcico

Llamado “felita”, está entre un 8-13 % en el clínker. En condiciones favorables de cocción, se obtiene en forma de cristales variables según sea el enfriamiento del clínker; cuando el enfriamiento es rápido los cristales son cúbicos (10-15 μ). La densidad del AC_3 es de 3.04 g/cm³.

La estabilidad de volumen es muy baja, principalmente en presencia de sulfatos, pues da lugar a la formación de la sal de Candlot. Su reacción es:



Su durabilidad en presencia de sulfatos es prácticamente nula.

Tiene un gran desprendimiento de calor (207 cal/g), con una velocidad media muy alta.

La estabilidad química y las expansiones producidas por los sulfatos, dependen parcialmente del estado vítreo o cristalino del AC_3 , debido a como se haya realizado su fabricación. Estas condiciones expansivas, al producir fisuras y disgregaciones facilitan e incrementan aún más el ataque químico, hasta producir la desintegración total.

El AC_3 abunda más en los cementos blancos que en los grises.

Es el constituyente causante del fraguado rápido del cemento, y por lo tanto, es lógico que se añada como regulador de fraguado el yeso, para que se forme la sal de Candlot, para así poder retardar, regular y normalizar el fraguado.

7.4 Ferrito-Aluminato tetracálcico (FAC₄)

Se llama “celita” y está presente en un 10-20 %. Es el compuesto que da el color gris al cemento Portland. Su densidad es de 3.77 g/cm³. Tiene un calor de hidratación medio (100 cal/g) y su velocidad que también es media.

La reacción de hidratación es rápida y la completa en un periodo comprendido entre 12 y 24 horas. Puede considerarse como un proceso rápido, pero los productos de su hidratación no contribuyen prácticamente a las resistencias.

8. Selección del método de fabricación

Existen cuatro métodos de fabricación del cemento Portland. Todos tienen en común las partes más destacadas, que son, la trituración de las materias primas, la calcinación para conseguir el clinker y la molienda del cemento. Pero en cambio, divergen en cómo se procesa el material antes de su entrada en el horno de clinker. Se distinguen cuatro tipos de proceso de fabricación: vía seca, vía semi-seca, vía semi-húmeda y vía húmeda.

La elección del método se fundamenta en cuatro factores clave: la cantidad de humedad de las materias primas, la dosificación de la misma (a mayor cantidad de arcilla mas humedad en el crudo), el combustible utilizado y el grado de recuperación de los gases de combustión.

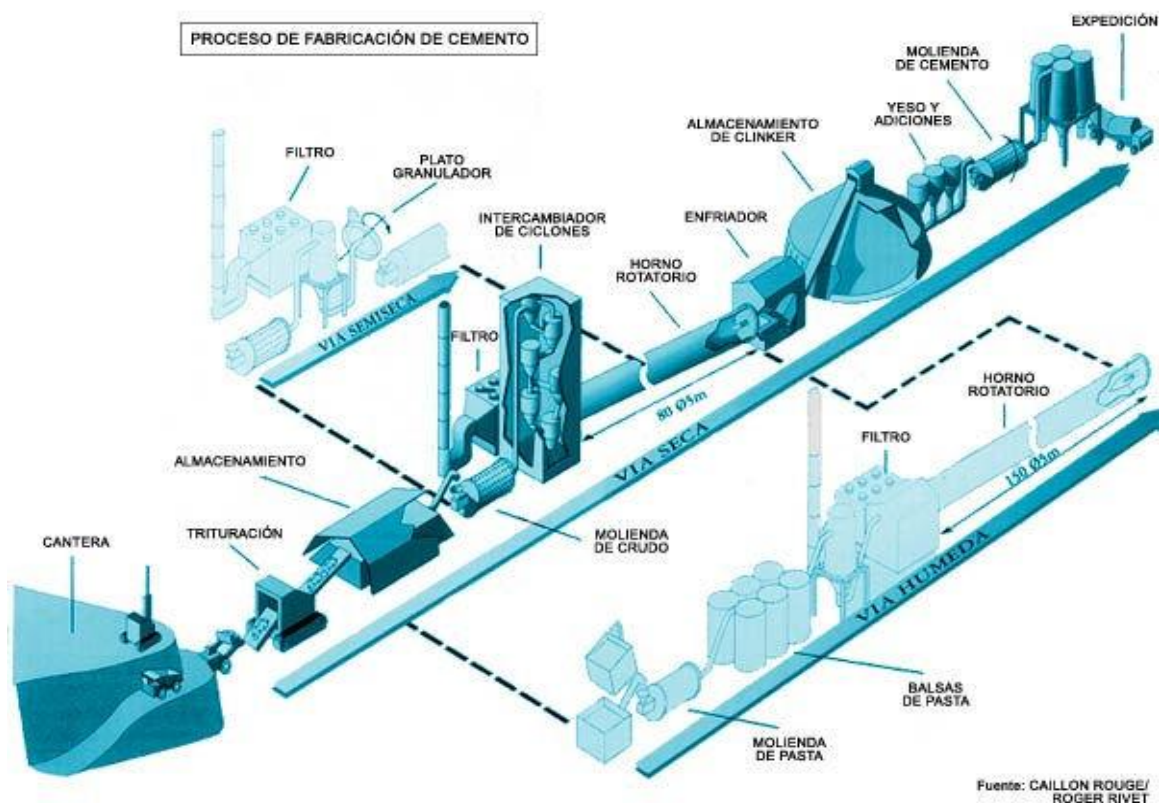


Figura 8.1 Esquema de los distintos tipos de procesos para la fabricación de cemento

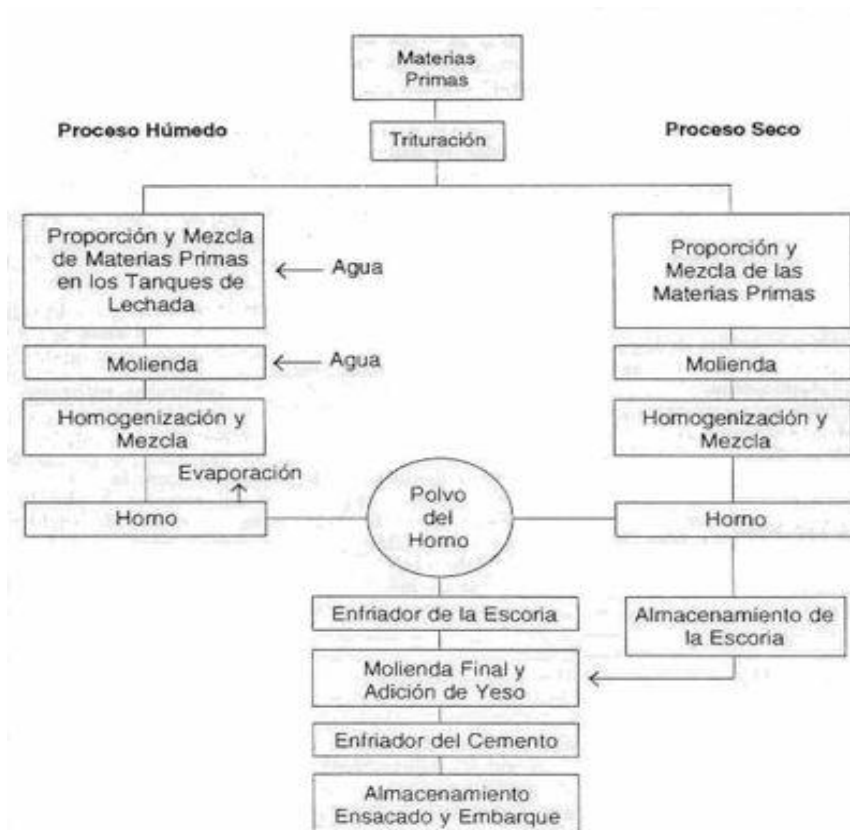


Figura 8.2 Diagrama básico del proceso de fabricación de cemento por vía seca y húmeda

8.1 Vía Húmeda

Este proceso se emplea si el crudo tiene un alto contenido en humedad, del 15 al 20 % ya que con esta gran cantidad de agua resultaría muy caro su secado.

Por esta vía, la materia prima se muele tras añadir alrededor de un 35 % de agua hasta formar una pasta. Esto favorece la regulación de la temperatura en la clinkerización y el exceso del agua se evapora durante la cocción. Sin embargo, presenta el problema de que la cantidad de energía requerida viene a ser de un 15 a un 25 % mayor que en el método seco y por lo tanto sea hace menos atractivo desde un punto de vista económico.

En la actualidad se fabrican pocos hornos nuevos por vía húmeda salvo para condiciones extremas de la materia prima, ya que se requiere menor energía para la molienda del crudo. Además, los combustibles que tradicionalmente se han empleado han sido carbón y fuel, lo cual, no favorece su viabilidad económica.

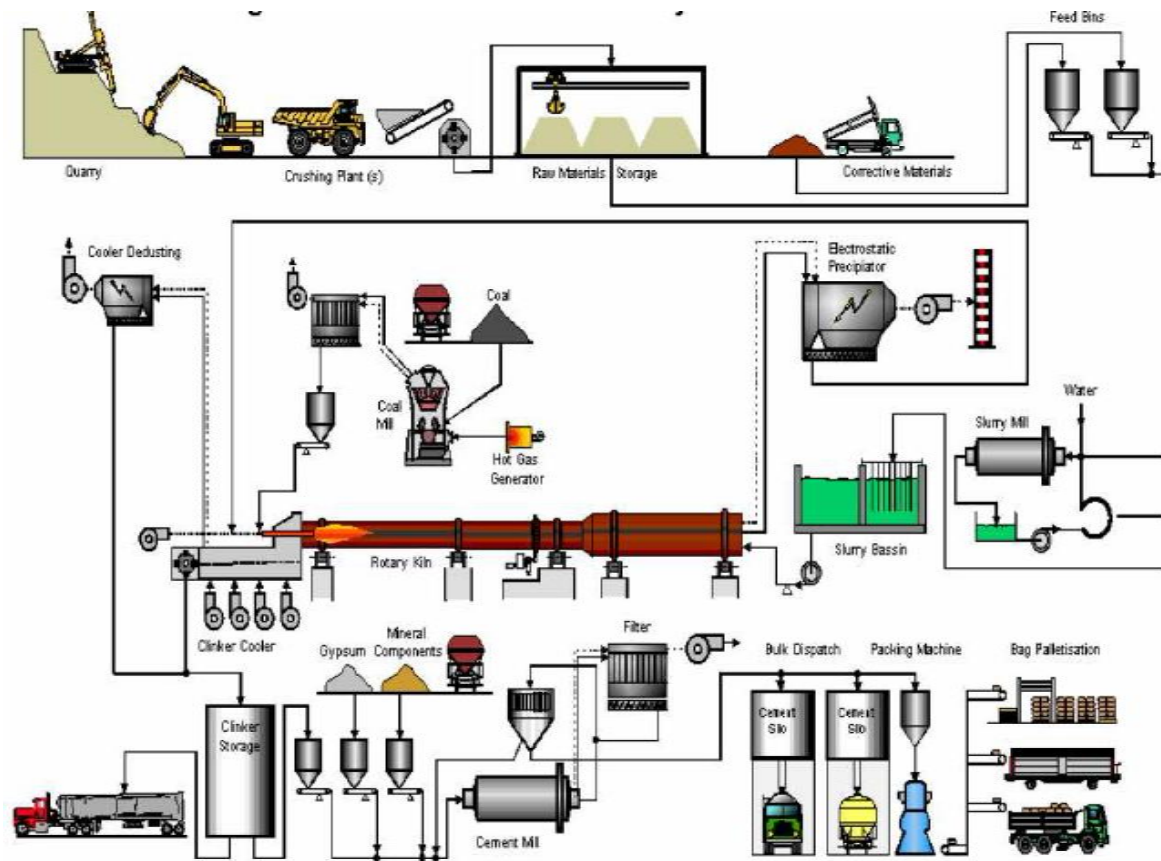


Figura 8.3 Esquema de fabricación de cemento por vía húmeda.

8.2 Vía semi-seca y semi-húmeda

Son métodos intermedios entre la vía húmeda y la vía seca. En la vía semi-húmeda se añade agua y en la semi-seca se extrae (precisa una instalación de secado) la humedad antes de la molienda del crudo, obteniéndose así unos gránulos, llamados pellets, con una humedad de entre 15 y 20 %. Éstos se depositan en parrillas móviles (instalaciones Lepol) a través de las cuales se hacen circular gases calientes provenientes del horno. Cuando el material alcanza la entrada del horno, el agua se ha evaporado y la cocción ha comenzado.

La recuperación de calor, aunque es superior al de la vía húmeda, no es tan efectiva como en el caso de la vía seca, lo cual quita atractivo a este método de fabricación.

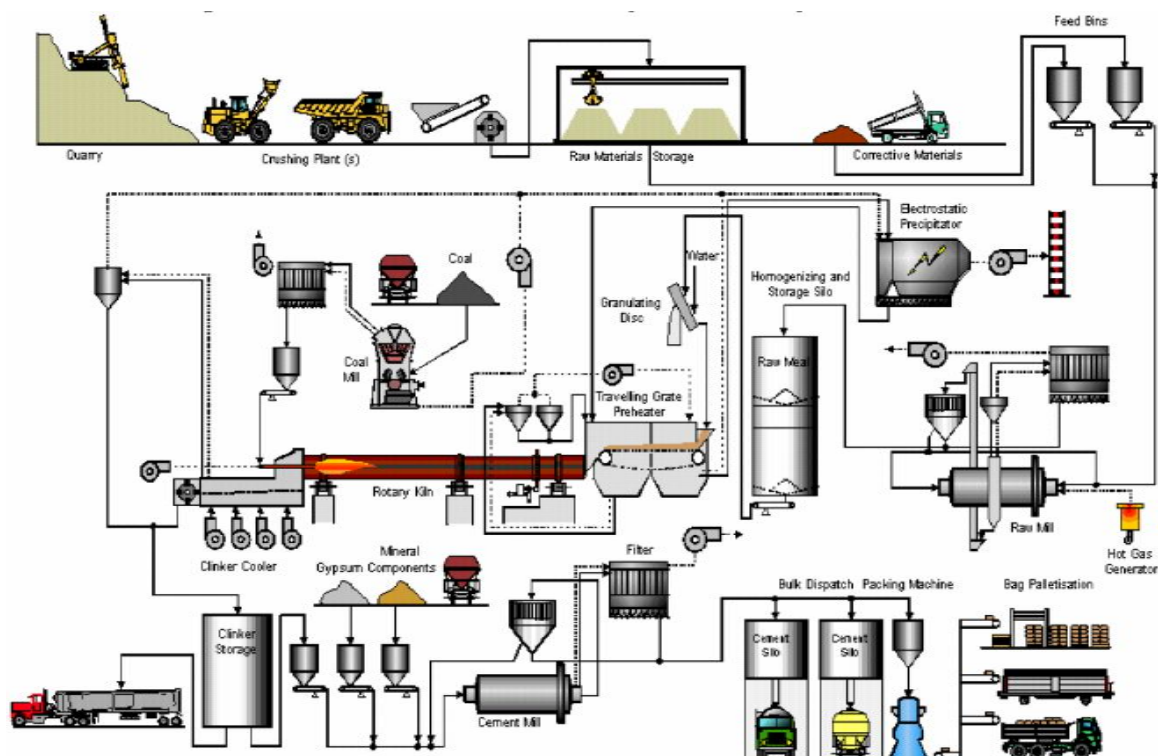


Figura 8.4. Esquema de fabricación de cemento por vía semi-seca

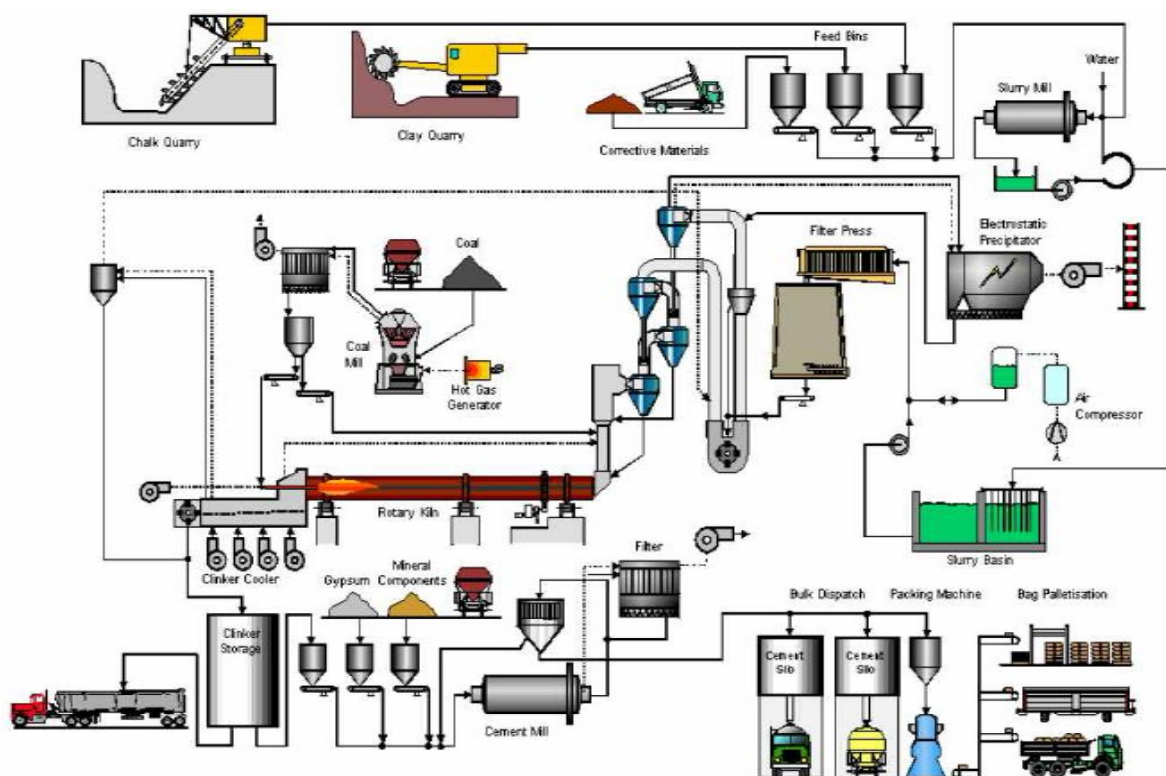


Figura 8.5. Esquema de fabricación de cemento por vía semi-húmeda

8.3 Vía Seca

Este método se emplea cuando las materias primas no superan el 15 o 20 % en humedad.

Con este método, la materia prima se tritura al tiempo que se seca (molienda-secado), aprovechando los gases de combustión. Además, incorpora un intercambiador térmico de ciclones que optimizan el consumo de combustible y recuperan la mayor cantidad de calor posible. La homogeneización, en vez de realizarse con agua, se realiza neumáticamente lo cual supone un gran ahorro energético.

La capacidad de producción llega a ser 5 veces mayor que las de vía húmeda y entre 2 y 3 veces superior al de los otros dos métodos.

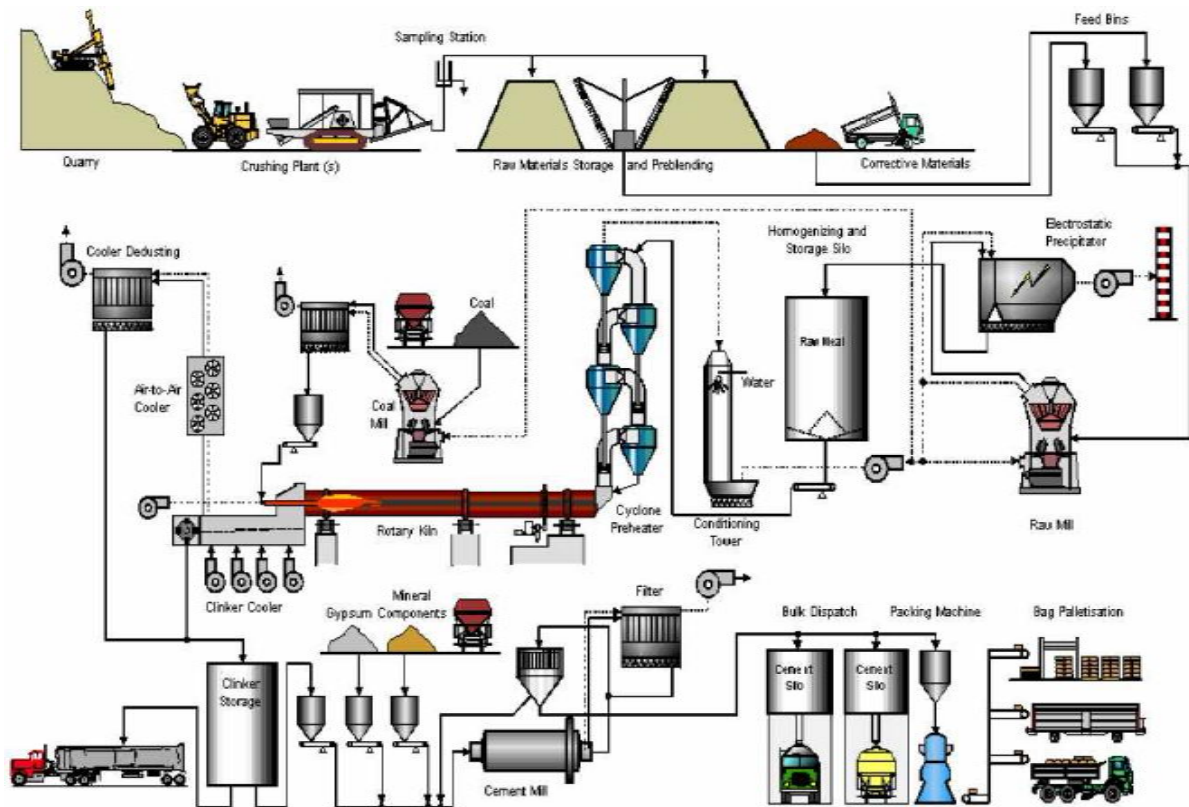


Figura 8.6 Esquema de fabricación de cemento por vía seca

8.4 Elección adoptada

El método elegido en este proyecto es el de vía seca. Los motivos son los siguientes:

- El sistema de ahorro energético que comprende la recuperación de gases de escape, el intercambiador de ciclones con precalcinación y la recuperación de los gases secundarios del enfriador, permite secar el crudo sin necesidad de una instalación propia de secado, con el ahorro de consumo de combustible que supondría.
- El combustible empleado es gas natural, que aunque también se utiliza en vías semi-secas y semi-húmedas, tiene menor poder calorífico y por tanto, tener que evaporar mayor cantidad de agua extra supondría problemas en épocas de invierno.

9. Proceso de producción: descripción de alternativas

El proceso consiste, en resumen, en reducir a polvo las materias primas, calcinarlas y transformarlas en cemento Portland.

9.1 Desmenuzamiento preliminar de las materias primas

Las materias primas para el cemento obtenidas en las canteras por voladura, se han de desmenuzar a efectos de su elaboración ulterior. Esta disminución de su tamaño se realiza mediante trituradores y molinos. La trituración corresponde a la subdivisión hasta tamaños de escala relativamente gruesa, mientras que moler, por el contrario, se refiere a la subdivisión de los materiales en partes de gran finura. El desarrollo de la técnica de la subdivisión se ha realizado principalmente por vía empírica. Se dispone de una variedad de procedimientos y de dispositivos que permiten la elección correcta de las máquinas para desmenuzar. Las experiencias recogidas y el conocimiento exacto de todas las posibilidades de aplicación representan un papel decisivo en la mayoría de los casos.

Las máquinas más empleadas para el desmenuzamiento de las materias primas son las siguientes:

- Máquinas para desmenuzar en un orden de grueso relativamente grande (trituradores) por aplicación de presión:
 - Trituradores de mandíbulas
 - Trituradores de cono, trituradores giratorios
 - Trituradores de cilindros
- Trituradores por choque:
 - Trituradores de martillos
 - Trituradores por impacto

- Para desmenuzamiento en el rango de los finos (molinos) mediante impacto:
 - Molinos de bolas
 - Molinos de tubo
 - Molinos Compound (o también llamados molinos por gravedad o molinos de curso lento)
- Molinos para desmenuzamiento por aplicación de presión:
 - Molinos de bolas sobre pista en anillo (molinos Peters)
 - Molinos por rodadura (o molinos de rodillos arrastrados)

Según el curso seguido por el material, se distinguen:

- En el proceso de trituración:
 - **Trituración de paso único.** El material pasa por el triturador una sola vez.
 - **Trituración en circuito cerrado.** el material que presenta dimensiones mayores se separa por cribado y retorna al triturador para desmenuzarlo hasta el tamaño exigido.

A veces el proceso de trituración se combina con secado preliminar.

- En el proceso de molienda:
 - **Molienda en circuito abierto.** El material de molienda pasa una sola vez por el molino.
 - **Molienda en circuito cerrado.** Se separa por medios mecánicos o neumáticos el material que rebasa el tamaño exigido de los finos, que retorna al molino para someterlo a una pulverización más avanzada y pasa por el molino dos o más veces. La molienda a circuito cerrado se aplica también por vía húmeda.

9.1.1 Trituradores de mandíbulas

El uso del triturador de mandíbulas está ampliamente extendido en la industria del cemento por su construcción relativamente sencilla y porque se fabrica en unidades de gran tamaño. Normalmente, presta servicio como triturador preliminar.

El desmenuzamiento del material de la alimentación se desarrolla entre dos mandíbulas para la trituración de las que una es fija y la otra la mueve la presión ejercida por palancas acodadas. Las mandíbulas están revestidas con blindajes de perfil dentado en fundición a la coquilla o acero templado. El marco de la máquina es de acero fundido. En las grandes unidades, el marco está compuesto de cuatro a seis placas de acero.

La superficie de las placas de blindaje está dentada longitudinalmente. Para la trituración de materiales frágiles, duros o de dureza mediana, el ángulo de los dientes es de 90° a 100° . Para materiales muy duros y en trozos gruesos, el dentado ha de ser ondulado y el ángulo de 100° a 110° . Para materiales de gran tamaño y muy duros se utilizan blindajes cuyos dientes están separados.

En el desmenuzamiento preliminar de la caliza se utilizan con éxito los dientes de altura sobredimensionada. Cada tercer o cuarto diente está elevado respecto al resto de los dientes de altura normal. Con ello se logra que no se produzcan trozos planos o en forma de agujas en el material triturado.

El máximo desgaste se presenta en la parte inferior de las placas de las mandíbulas fijas, siguiéndole a continuación la parte inferior de la mandíbula móvil. Las placas de blindaje están construidas de manera que es posible, después de ese desgaste, girarlas 180° de modo que la parte desgastada quede en la parte superior de la placa, con lo cual se consigue prolongar su duración. Las placas de blindaje son de acero duro al manganeso.



Figura 9.1 Triturador de mandíbulas

9.1.2 Trituradores de cono o giratorios

Los trituradores de cono, también llamados trituradores giratorios, desmenuzan el material entre un anillo de trituración estacionario, cónico y otro cono triturador que realiza un movimiento circular alrededor de un eje vertical apoyado por la parte inferior del cono rotatorio y dispuesto excéntricamente al cono estacionario. En este caso, la trituración se realiza por presión y también parcialmente por flexión, igual que en el triturador de mandíbulas.

En la industria del cemento, los trituradores giratorios se utilizan también como desmenuzadores previos. Éstos pueden ofrecer de dos a tres veces los caudales correspondientes a los trituradores de mandíbulas de iguales dimensiones de boca y abertura de salida.

El triturador de cono no tiene movimiento vacío alguno y trabaja ininterrumpidamente durante el movimiento circular de su eje. Medido por el consumo de energía, el caudal del triturador giratorio por kW/h es mayor que el de mandíbulas y nunca aparecen trozos planos o alargados. Sin embargo, los blindajes sufren un desgaste más alto y por tanto, su sustitución se realiza a intervalos más cortos que en el caso de los de mandíbulas. Tampoco resulta posible en éstos el giro de 180°, que sí lo es en los otros trituradores.

El triturador giratorio no necesita dispositivo especial alguno para su alimentación. El material que se ha de triturar se puede arrojar directamente a la boca del triturador.

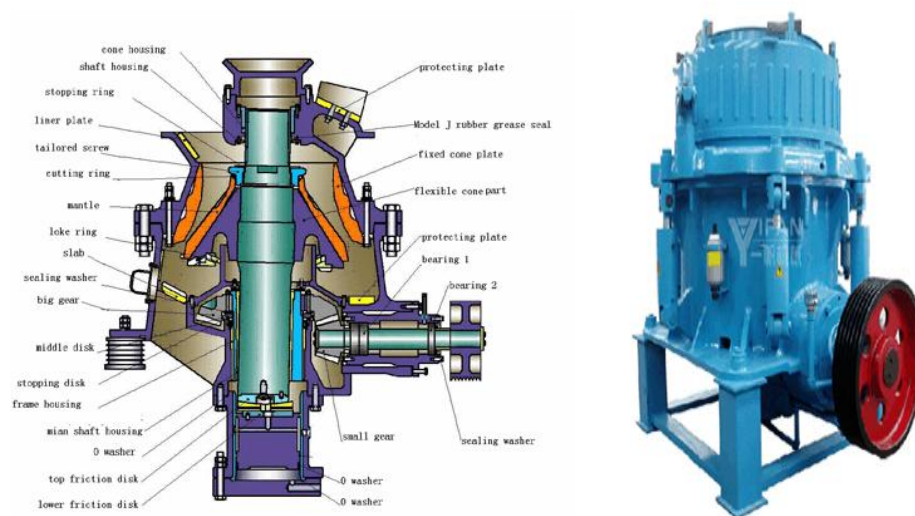


Figura 9.2. Trituradores de cono.

9.1.3 Trituradores de cilindros o rodillos

El desmenuzamiento se basa en que se consigue situar el material que se ha de tratar entre dos cilindros rotatorios y por la presión que ejercen lo trituran. El tamaño del grano final depende de la distancia entre ambos cilindros. Según el tipo de material que se ha de tratar, la superficie de los cilindros trituradores puede ser lisa, con nervaduras o estar provista de dentado. Según la dureza del material, las nervaduras están en la dirección del eje o transversalmente a éste.

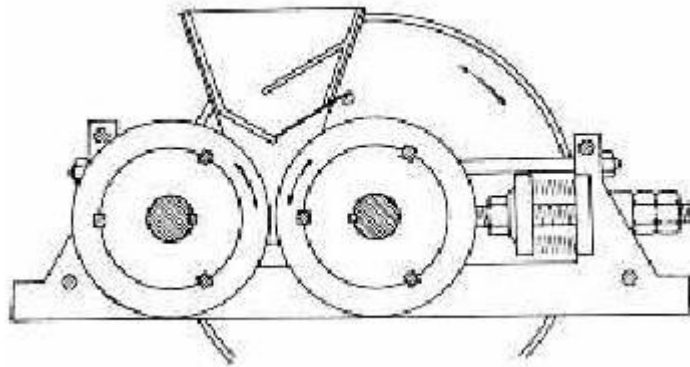


Figura 9.3 Triturador de rodillos.

9.1.4 Trituradores de martillos

Los trituradores de martillos están ampliamente extendidos en la industria del cemento. Se utilizan para triturar calizas duras y de dureza media, e incluso muchas veces para triturar margas. Se construyen en tipos de uno y de dos ejes, que golpean al material a través de una parrilla o enrejado preparatorio, que es donde descansa la piedra a triturar, desmenuzándola hasta que los fragmentos pasan a través de las rendijas del emparrillado.

De allí caen a la cámara de refinado de la trituradora que está cerrada en la parte inferior por otra parrilla formada, en la mayor parte de los casos, por barras de sección triangular. El material permanece en esta cámara el tiempo necesario para que, bajo el efecto del choque de los martillos, se desmenuce lo suficiente para poder pasar a través del emparrillado inferior. En una operación se alcanza así el grado definitivo de trituración. El tamaño de grava obtenida depende de la abertura de las rendijas que dejan entre sí las barras del emparrillado inferior.

Este triturador trabaja con la fuerza de percusión de los martillos, se reducen al mínimo las masas de los martillos y para elevar su fuerza de impacto se eleva la velocidad tanto como sea posible, con lo que disminuye el desgaste.

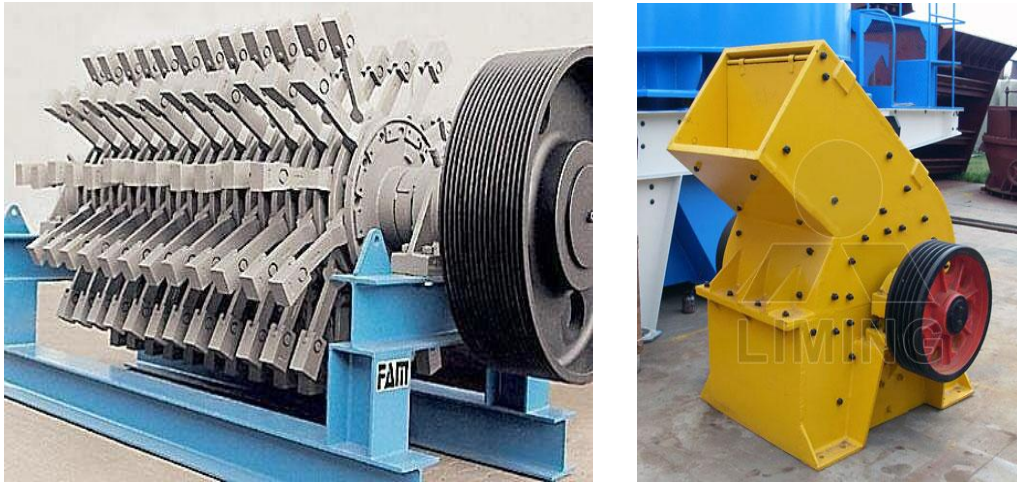


Figura 9.4 Trituradores de martillos.

9.1.5 Trituradores por impacto

En el desmenuzamiento por impacto o choque, el material es lanzado a gran velocidad hacia unas placas estacionarias para chocar estrellándose contra ellas. El desmenuzamiento también se realiza por percusión a cargo de los listones del rotor sobre el material, así como los choques recíprocos de trozos del material en trituración, pero en este sistema, el componente predominante del trabajo de trituración es la acción del choque contra las placas. El desmenuzamiento del material se realiza de acuerdo con los planos de exfoliación del material por lo que sólo se puede aplicar esta trituración a materiales pétreos quebradizos de dureza media, puesto que los materiales plásticos no se rompen mediante choque.

Las rocas duras y estables son difícilmente triturables con los trituradores de choque. El trabajo de tales rocas comporta altos gastos de explotación y de mantenimiento y por esa razón no es rentable. Para tales situaciones, son apropiadas y económicas las máquinas convencionales para desmenuzar, tales como las de mandíbulas, las de cono y los trituradores de martillos.

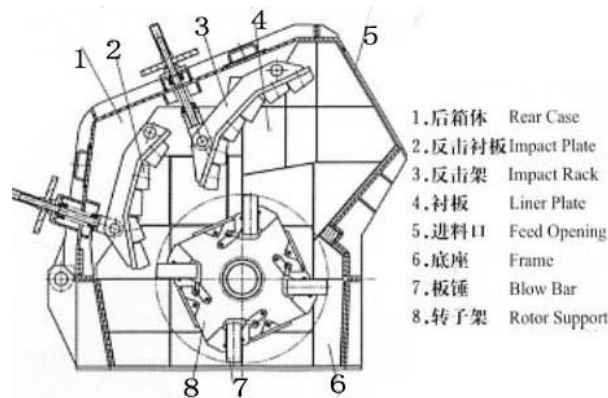


Figura 9.5. Triturador por impacto.

9.1.6 Molino de bolas

El molino de bolas cuenta con dos tipos de pulverización según se esté aplicando el proceso seco o el proceso húmedo. Puede ser dividido en tipo tubular y tipo fluido de acuerdo con las diferentes formas de descarga de material.

Este molino es un dispositivo de funcionamiento de tipo horizontal y tubular con dos compartimientos. Es de estilo de molienda y su exterior funciona a través de un engranaje.

El material ingresa en espiral y uniformemente al primer compartimiento de la máquina de molienda a través del eje del espacio para la salida de materiales por medio del dispositivo de entrada de materiales. En el compartimiento, hay un tablero de escala o tablero de onda, y según las diferentes especificaciones se pueden instalar bolas de acero en este tablero. Cuando el cuerpo del barril gira, produce fuerza centrífuga. En ese momento, las bolas de acero son llevadas hasta cierta altura y caen para moler y golpear los materiales. Después de ser molidos de forma gruesa en el primer compartimiento, los materiales entran en el segundo compartimiento para ser remolidos con las bolas de acero y el tablero de escala. Al final, el polvo es descargado por el tablero de salida de materiales y el producto final está terminado.

La chapa dispone de taladros para la colocación con tornillos de las placas de blindaje en el interior, que protegen la pared del molino del desgaste que producen los cuerpos molidores (bolas) en la cámara de molturación.



Figura 9.6 Molino de bolas

9.1.7 Molinos Compound

A los trituradores Compound por choque se les llama así porque reúnen en un mismo armazón dos tipos de triturador. El rotor primario es de listones para percusión y el secundario, de martillos, provisto de martillos pendulares. El rotor secundario está dispuesto a nivel inferior que el primario.

El rotor primario sirve para la trituración previa mientras que el secundario desmenuza hasta la granulometría definitiva.



Figura 9.7. Molino Compound o por gravedad.

9.1.8 Molinos de bolas sobre pista en anillo (molinos Peters)

La industria del cemento utiliza los molinos Peters (también denominados molinos Fuller-Peters) principalmente para la molienda de carbón, en donde éste no se ha sustituido por fuel-oil.

Este molino se parece en su estructura a un rodamiento axial. El material a moler se encuentra en una pista en forma de artesa horizontal donde se muele mediante bolas. Las bolas son presionadas por un anillo de presión, accionado por un muelle, sobre el material.

En esencia, este molino consta del recinto de molienda, de un separador por aire y de un reductor del accionamiento. En el recinto de molienda, gira el anillo de molienda inferior, mientras que el superior es estacionario. Mediante muelles regulables, el anillo superior comprime las bolas de molienda que ruedan unas en contacto con las otras, dispuestas entre ambos anillos, como en un cojinete de bolas.

El material se introduce o desde arriba y por el centro, atravesando el separador de aire del molino o lateralmente a través de la carcasa del recinto de molienda, llegando por acción centrífuga a las bolas de molienda. El material molido sale a la periferia del dispositivo moledor y una corriente de aire vertical lo capta y transporta al separador por aire donde las partes gruesas separadas retornan, por su peso, a la zona de molienda, mientras que los finos abandonan el molino con el aire.

El material de alimentación húmedo puede secarse intensivamente dentro del molino por medio de aire o gases inertes a alta temperatura. Según los datos de los fabricantes del molino, es posible utilizar gases con temperaturas a la entrada del molino de hasta 600 °C.

El molino no tiene rodamientos antifricción. Esta ventaja conlleva otra desventaja, la de una marcha un poco brusca. Mientras las bolas suelen trabajar amortiguadamente en el lecho, tienen por arriba siempre el contacto con el anillo de presión. Las bolas que trabajan sin jaula se topan entre ellas esporádicamente en su trayecto horizontal –por tener el mismo sentido de giro– y tienden a subirse entre ellas. Como consecuencia, se presentan vibraciones que aumentan con la masa de las bolas. Esto es una razón de la limitación del tamaño del molino.

Sin aumentar la velocidad de molienda se puede aumentar la productividad al aumentar el diámetro del molino –plato y carcasa– para aumentar consecuentemente la cantidad de cuerpos de molienda. Pero también este método tiene sus límites, porque al hacerse muy grande el diámetro de la carcasa, el gas que ayuda normalmente a elevar el material ya no le dará flotabilidad. El carbón presenta mejores

resultados que la mayoría de los otros minerales que se muelen ya que tiene un menor peso específico.

Cuando los elementos de molienda se desgastan, se pueden abrir unas puertas grandes en el molino, cambiando las partes (bolas y anillo o plato de molienda) mediante unos dispositivos auxiliares sin tomar ningunas otras medidas especiales. El tiempo de servicio de las partes de molienda (horas de servicio) es muy largo.

La apariencia externa es similar a la del molino de bolas convencional.

9.2 Prehomogeneización

El objetivo de esta homogeneización es que todas las partes de materias primas tengan la misma composición. La mayoría de las veces solo se somete a prehomogeneización el componente principal del crudo para cemento, la caliza.

La prehomogeneización se puede dividir en dos grupos:

1. Prehomogeneización conjunta de las materias primas componentes.
2. Prehomogeneización particular de los componentes individuales.

La prehomogeneización conjunta de las materias primas componentes exige una composición química equilibrada. La dosificación de los componentes se realiza antes de llevarlos al lecho de mezcla. La desigual granulometría de estos puede originar la segregación que conduce a desviaciones del crudo en relación a su valor correcto durante grandes intervalos de tiempo. Con este método no se obtienen tan buenos resultados como con la prehomogeneización de los componentes individualizados y también se aplica menos.

La prehomogeneización individual de los componentes es el método más empleado en la industria del cemento para regularizar la composición. Los componentes prehomogenizados individualmente se aportan al proceso de acuerdo con la proyectada composición química y se llevan al molino mediante dispositivos del tipo de recipientes alimentadores o de básculas dosificadoras. El análisis químico del

material que sale del molino proporciona información acerca de las correcciones que eventualmente se hayan de realizar.

Para la formación de los lechos de mezcla son adecuados materiales desmenuzados de hasta 25 mm. La calidad del lecho viene determinada por el tipo de material y el modo de realizar el apilamiento. La formación de lechos de mezcla se suele practicar a lo largo de un eje longitudinal, mientras que el vaciado se efectúa transversalmente.

En el apilamiento para lechos de mezclas se aplican los siguientes métodos:

1. Realización con estructuras a dos aguas, como un tejado (método Chevron):

En este tipo de lecho de mezcla, el apilamiento se realiza con una cinta transportadora con dispositivo para descarga. En la formación del apilamiento, las capas individuales quedan dispuestas unas encima de otras en forma de cubierta de dos aguas.

El apilamiento es sencillo, puesto que a lo largo del lecho de mezcla sólo se utiliza un punto de descarga. Trabajando con materiales de granulometría extensa, con este método se pueden producir segregaciones, de modo que los granos gruesos ruedan hacia abajo y la parte inferior del lecho de mezcla queda enriquecida con el material más grueso.

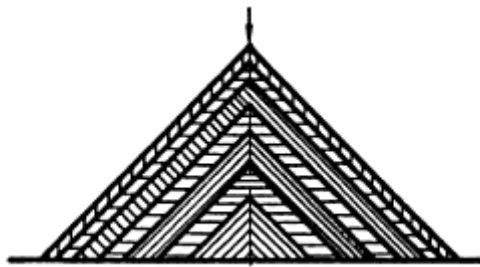


Figura 9.8. Estructura a dos aguas de un lecho de mezcla.

2. Formación por filas (método Windrow): Para evitar los efectos de la segregación y el consiguiente aumento de gruesos en la base del apilamiento, en muchas ocasiones se elige la formación del apilamiento por filas.

En este tipo de formación de lechos de mezcla, las capas de material están dispuestas en filas, unas a continuación de las otras y por serias de filas superpuestas; con tal disposición se dan pocas posibilidades a la segregación

por razones de granulometrías de espectro amplio. Cuanto mayor es el número de filas, tanto menor es la diferencia granulométrica que presenta el apilamiento en sus distintas alturas.

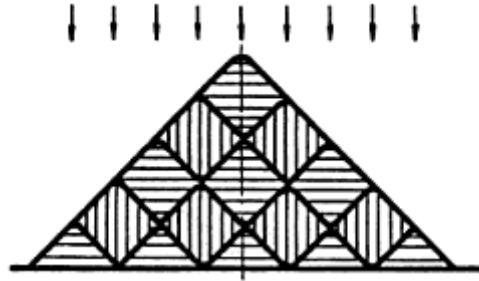


Figura 9.9. Estructura por filas de un lecho de mezcla.

Para formar lechos de mezcla, todavía hay una serie de métodos distintos a los citados, como por ejemplo:

3. Formación por superficies
4. Formación por franjas longitudinales
5. Formación por apilamiento continuo
6. Apilamiento alternativo

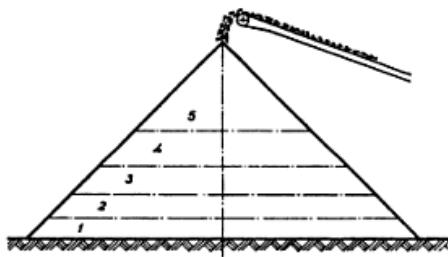


Figura 9.10. Sección de un lecho de mezcla formado por capas.

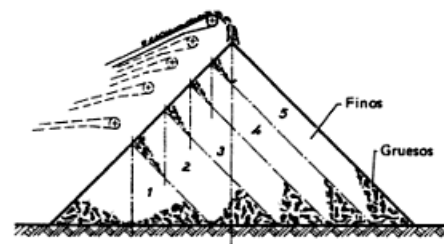


Figura 9.11. Formación de un lecho de mezcla por bandas longitudinales.

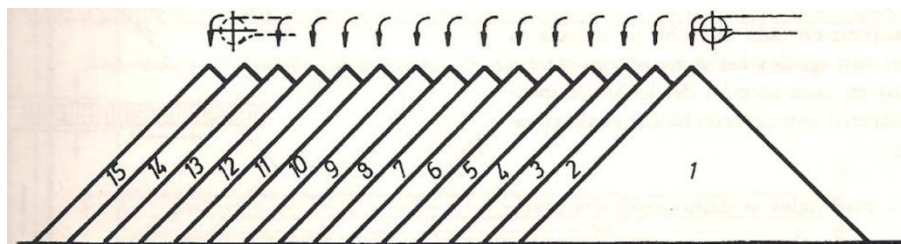


Figura 9.12. Apilamiento continuo de un lecho de mezcla.

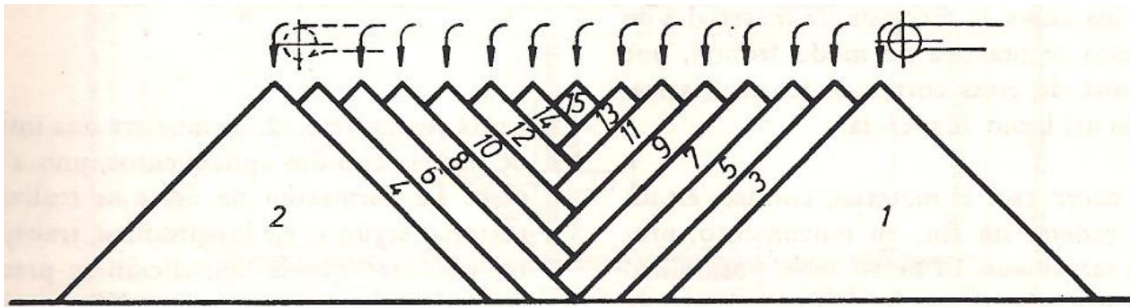


Figura 9.13. Apilamiento cambiante de un lecho de mezcla

9.3 Desección de las materias primas

Por lo general, las materias primas para cemento contienen tanta humedad que, en el trabajo por vía seca, se han de desecar antes de su molienda. También el carbón, la mayoría de las veces, se ha de secar.

Junto al proceso por vía seca, en el que el material es secado durante el proceso de molienda, en la industria del cemento la desecación también se practica en secadores de tambor, secaderos rápidos (con paletas lanzadoras), secaderos por choque (trituradores por choque dispuestos simultáneamente como secaderos), molienda–desección en tándem (combinación de trituradores de martillos con molinos de tubo recorridos por gases calientes), en ciclones y en la molienda autógena (molino Aerofall).

9.3.1 Secadores de tambor

Es un cilindro de chapa soldado, con espesores de 10 a 20 mm según el tamaño del secadero. La longitud del tambor alcanza 50 m para diámetros de hasta 5 m. La mayoría de las veces se suministran como tambores giratorios apoyados en dos pares de rodaduras (aro – rodillo). Se instalan con una pendiente que va de 3° a 6° y el material recorre el tambor secadero en unos 20-40 minutos.

Se pueden distinguir dos tipos:

- Secaderos a contracorriente:

Son secaderos con dirección de traslación opuesta para los gases calientes y el material que se ha de secar, es decir, que los gases ingresan en el secadero por el

punto en que el material lo abandona, tal y como se muestra en la figura 9.14. En este secadero hay que contar con un importante recalentamiento del material que hay que secar, puesto que éste, ya muy avanzada su desecación, queda en contacto con los gases a su más alta temperatura, lo cual, en el caso de la caliza, puede estar ligado a la producción de una disociación parcial no deseada.

La diferencia de temperaturas entre los gases calientes y el material que hay que secar, en conjunto, es más pequeña que en el proceso en que ambas corrientes de gases y material se introducen en la misma dirección. En consecuencia, la eficiencia de desecación en los secaderos a contracorriente es más pequeña que para los de ambas corrientes en la misma dirección.

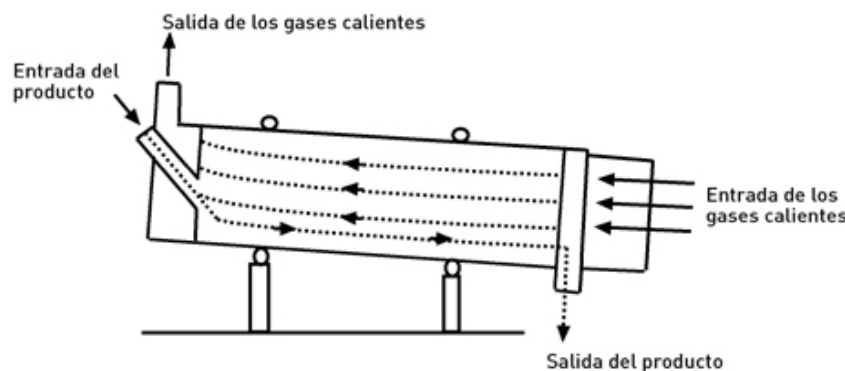


Figura 9.14. Secadero de tambor a contracorriente

- Secaderos con igual dirección del flujo de gases y del material

En los secaderos de este tipo, la dirección de traslación de los gases calientes y el material que hay que secar es la misma. Los gases calientes se enfrentan, de modo inmediato, con el material que con toda su humedad y su baja temperatura. Como consecuencia del elevado gradiente de temperatura entre los gases y el material húmedo, se elimina la mayor parte del agua en el primer tramo del tambor secadero y por lo tanto, la evaporación del agua es relativamente pequeña en el resto de aquél. En estos secaderos, puede elevarse la temperatura de los gases que ingresan en él, sin perjudicar el material que hay que secar, cuando se quiere conseguir una acción de secado más intensa. También se puede regular la humedad final a cualquier valor impuesto por las circunstancias.

En la elección del tambor secador hay que considerar, ante todo, las propiedades físicas del material que se va a secar, tales como tamaño del grano, tendencia a cambios de estructura durante el secado, comportamiento en la corriente de gases, tiempo de secado, etc.

Los materiales plásticos, tales como la arcilla y el limo, suelen secarse con corrientes de flujo paralelo para impedir, por la acción inmediata de los gases calientes sobre el material húmedo, la soldadura o coagulación del material a la entrada del secadero.

En los secaderos a contracorriente, las masas plásticas en el proceso de desecación frenan el avance del material a lo largo del secadero y con ello producen una disminución de la capacidad de desecación.

En la desecación del carbón en secadores de flujo paralelo, se rebaja de modo importante el peligro de combustión del material. En los secaderos a contracorriente, el contacto de los gases calientes con el carbón, ya seco, favorece su combustión. Por el contrario, se produce más polvo en el caso de los secaderos de flujos paralelos que en los de contracorriente.

Es frecuente que los secaderos de tambor se conecten a continuación de los hornos modernos con intercambiador. En este caso, se depuran los gases finales del secadero en los filtros de polvo de los hornos.

Por todo esto dicho, el secador que más conviene es un secador con igual dirección del flujo de los gases y del material.

La transmisión de calor en los secadores de tambor se produce por convección, es decir, que el intercambio de calor se produce en las partículas que están en contacto directo con los gases calientes. La conducción y la radiación prácticamente se pueden despreciar. Para utilizar al máximo la transmisión de calor por convección, el interior del secadero está dotado con dispositivos de elevación del material para comunicarle movimiento por caída en cascada y asegurar con ello un contacto prolongado e íntimo con los gases calientes.

Para el secado de las materias primas para el cemento, se pueden utilizar como combustibles carbón, fuel-oil y gases combustibles. Los secaderos de tambor también funcionan con gases residuales del horno o con aire residual caliente de los

enfriadores de parrilla. El trabajo conjuntado del horno, enfriador de clínker y el secadero, economiza combustible, pero complica la explotación.



Figura 9.15. Secadero de tambor de flujo paralelo

9.3.2. Molienda – secado

En las instalaciones de nueva planta se desecan las primeras materias casi exclusivamente en el grupo de molinos y simultáneamente con la molturación. Estos molinos trabajan en circuito cerrado con separadores de aire y con dispositivo secador. La desecación combinada con la molienda es un proceso altamente económico, porque los gases calientes rodean perfectamente a las pequeñas partículas y las calientan rápidamente.

La humedad del material y la temperatura de los gases calientes permiten calcular la cantidad de estos últimos que tienen que ser introducidos en la instalación para la expulsión total del agua que hay que eliminar. El vapor de agua producido es arrastrado fuera de los aparatos por medio de una mezcla de gases y aire metido en la cantidad conveniente. Esta cantidad de gases debe ser suficientemente grande para que no puedan producirse condensaciones.

Lo que caracteriza a la molienda–secado es que en el molino se realizan dos procesos diferentes. Muchas veces las máquinas auxiliares del circuito de molienda coadyuvan al proceso de secado, elevando su caudal. Se debe notar que el secado se realiza durante el proceso de desmenuzamiento y por lo tanto, se establece un intercambio térmico más fácil ya que en el proceso en el secadero de tambor no siempre se elimina la totalidad del agua contenida en los trozos de mayor tamaño.

En muchos países es práctica habitual que se utilice en el proceso molienda–secado el calor residual del horno rotatorio y del enfriador de clínker. Las temperaturas de tales calores residuales son relativamente bajas con lo que para valores elevados de la humedad hay que aplicar grandes volúmenes de gases residuales o agregar calor de alta temperatura. La utilización de gases residuales exige grandes secciones en el molino y muñones de apoyo ampliados.

9.3.3. Secaderos rápidos

Al contrario que el secadero de tambor, el secadero rápido consiste principalmente en un cilindro fijo de sección circular o a veces elíptica construido en acero y estanco al aire. En la parte inferior del almacén del secadero se han dispuesto dos ejes rotatorios provistos de paletas de proyección. Los ejes giratorios dispersan el material que hay que secar en el seno de la corriente de gases calientes, quedando así expuesta a su acción una gran superficie del material, con lo que se genera un rápido intercambio térmico. El giro de los ejes de paletas se realiza en la misma dirección y además, también actúa en el sentido de llevar al material con determinada velocidad hacia el extremo de salida del secadero. En el secadero rápido pueden desecarse todos los tipos de materias primas utilizados en la industria del cemento.

Las fuentes de calor para estos secaderos rápidos son los gases calientes procedentes de calentadores de aire o el calor residual del horno y del enfriador del clínker. La temperatura de entrada de los gases al secadero puede llegar a los 600 °C y la cantidad de gases necesaria llega hasta 2 m³/kg de material de alimentación al secadero.

Las ventajas que presentan este método son: desecación con excelente transmisión del calor, espacio ocupado muy reducido, caja del secador fija con facilidad de aislamiento contra las pérdidas de calor, bajo consumo de energía y reducido gasto de lubricantes.

9.4. Molienda del crudo

Como ya se ha explicado anteriormente, se entiende por molienda o molturación la reducción de materiales a polvo. En la fabricación del cemento por vía seca constituye la fase final de la producción de la mezcla cruda (molienda del crudo).

El objeto de la molienda es, más particularmente, el aumento de la superficie específica de un material (siempre de acuerdo con una distribución granulométrica establecida), concepto que se extiende al de obtención de una adecuada reactividad para el próximo escalón del proceso de fabricación del cemento o de una reactividad apropiada en el producto acabado (cemento) propiamente dicho.

En este apartado se tratan los molinos de bolas, de refinos, molinos combinados, molinos de circuito cerrado con elevadores de cangilones con separadores centrífugos y molinos con separador de aire.

Todos estos molinos son inadecuados para la trituración de fragmentos demasiado gruesos y exigen ser alimentados con un material previamente desmenuzado. Sirve como intermediario un corto molino tubular de gran diámetro y bolas grandes, que muele el material triturado grueso y lo reduce a una especie de arenilla; en cambio, este molino no sirve para el refinado del material ni daría el rendimiento debido. Los molinos tubulares cortos, rellenos con bolas grandes, sirven por consiguiente en la práctica, únicamente como molinos de preparación y que dejan el material suficientemente triturado para que los refinos tubulares largos puedan moler este material a la finura definitiva.

El material a moler pasa en general a los molinos de preparación en fragmentos cuyo tamaño varía desde escasos milímetros hasta el tamaño de un puño como máximo. El tamaño más adecuado de grano para la alimentación de los molinos combinados, los molinos de circuito cerrado, con cangilones, con tamices separadores o separadores de aire, no debería pasar de los 25 mm. Debe procurarse apurar todo lo posible la trituración previa de trituradoras o molinos preparadores, ya que los molinos de refinado no son adecuados para ello.

De los grupos de los molinos preparatorios y refinos, que funcionaban bien, se pasó a los molinos combinados, es decir, a aquellos molinos que reúnan en sí ambos tipos de molinos y cuya construcción y funcionamiento son más sencillos. Los molinos

de bolas, tubulares y combinados sirven tanto para la molturación de materiales secos como para vía húmeda, moliendo pastas.

El desgaste de los molinos se rige por la clase de material molido y por la finura definitiva a que se muele.

9.4.1. Molinos combinados

Hay molinos combinados con dos, tres y más cámaras, de un diámetro que varía desde 1.2 a 3.6 m y de 8 a 16 m de longitud, según el tamaño del material a moler, su dureza y la finura que se desea obtener. Cada cámara tiene un diferente grado de llenado y también diferente tamaño de los cuerpos moledores; solamente pueden pasar a la cámara siguiente, provista de elementos de molturación más pequeños, los fragmentos de material reducidos a una dimensión inferior al de las rejillas de paso.

Los molinos combinados pueden ser empleados indistintamente para vía seca o para vía húmeda. Sin embargo, desde la introducción de la molturación y desecación simultáneas, el molino combinado ha sido casi totalmente reemplazado por el molino tubular para la preparación seca y se utiliza casi exclusivamente para la molturación de la pasta por vía húmeda y, desde luego, para la molturación del cemento.

9.4.2. Molinos de circuito cerrado con elevador de noria y separadores centrífugos

Los molinos tubulares cortos de gran diámetro también pueden ir equipados con separadores centrífugos, haciéndolos trabajar en circuito cerrado y formando así grupos de molienda fina. El material a moler entra en el molino en corriente uniforme; las arenillas o gravas gruesas producidas pasan, llevadas por un elevador de noria, a un separador que por medio de la fuerza centrífuga separa los granos de mayor tamaño. Una corriente de aire circular dentro del separador arrastra las fracciones finas. Las arenillas o fracciones más gruesas regresan al molino para ser sometidas a nueva molturación. El rendimiento disminuye cuando crece la humedad.

9.4.3. Molinos con separador de aire

Estos molinos se subdividen en molinos de gravedad y molinos con fuerza exterior suplementaria.

En los molinos de gravedad, la molturación tiene lugar en cámaras tubulares mientras que los molinos que utilizan el otro principio, son los molinos de anillos, los de rodillos u otros en los cuales la presión necesaria para la molienda es producida por muelles o por la fuerza centrífuga.

Los molinos que utilizan fuerzas distintas de la gravedad tienen, en general, la ventaja de ser más económicos en la primera instalación y de necesitar menos sitio, pero en cambio tienen el inconveniente de sufrir un mayor desgaste. Por regla general, es una cuestión de economía cual de los dos sistemas ofrece más ventajas según las circunstancias de lugar y de materiales a moler.

El principio fundamental de estos molinos con separador de aire estriba en llevar, mediante una corriente de aire, el material molido a un separador o tamiz que deja de lado el grano poco molido que forma la fracción más gruesa, para luego, en un ciclón, separar la fracción más fina por medio de una corriente de aire. El tamaño granulométrico final se gradúa mediante la cantidad introducida en la alimentación y la regulación del separador. Este elimina, del material extraído del molino, la fracción excesivamente gruesa y la devuelve al molino para su nueva molturación.

Los grupos molturadores con separador de aire tienen la ventaja de que en ellos se puede efectuar simultáneamente la molienda y la desecación del material.

La capacidad de producción de las instalaciones de desecación y molienda simultáneas depende de:

- Aptitud de molturación del material.
- Tamaño de los fragmentos de material con que hace la alimentación y la finura deseada.
- Contenido de humedad del material.

9.4.4. Finura del molido

Las normas prescriben determinadas finuras de molido que se miden tamizando la materia pulverulenta a través de tamices normales y mencionando luego el residuo que queda sobre dichos tamices expresado en %.

Además de estas determinaciones usuales de la finura por medio de los tamices, se ha iniciado en estos últimos tiempos la tendencia a expresar la finura del

cemento en función de su superficie específica medida en cm^2/g , dado que tal superficie reviste gran importancia para la calidad del cemento.

El aparato “Blaine” de medición, que se muestra en le figura 9.16. consiste en un cilindro medidor con su capacidad bien comprobada, una placa–tamiz con orificios, un émbolo bien ajustado al cilindro (rectificado) con una ranura fresada en uno de los lados para la salida del aire y un reborde saliente que sirva de tope para limitar el volumen del lecho de cemento después de comprimido en el cilindro; un tubo medidor en forma de U con tres marcas en diferentes puntos y otra señal para fijar el grado de llenado con el líquido indicador. Sobre dicho tubo y en su boca cónica esmerilada, se ajusta herméticamente el cilindro medidor antes citado; el líquido manométrico ocupa parte de su longitud y en el otro extremo del tubo se conecta un aspirador con llave de cierre.

La circunstancia de que la resistencia ofrecida al paso de una corriente de aire por una masa de polvo, aumenta al aumentar la finura de dicho polvo, dio la idea de determinar la finura mediante la medición del tiempo de paso de un volumen determinado de aire a través de cierta cantidad de polvo. Para obtener resultados fidedignos es necesario preparar con el polvo una capa de altura bien definida y de sección fija, en la cual la porosidad, es decir la relación de huecos respecto del volumen total sea constante.



Figura 9.16. Equipo de Blaine para medir la finura del cemento.

9.5. Almacenamiento de las materias primas

Las instalaciones de ensilado son importantes en el recorrido de las materias primas y sirven para almacenar y homogeneizar la mezcla.

Para asegurar una explotación continua de los hornos es necesario tener un cierto aprovisionamiento de crudo. Mientras que los hornos marchan sin parar, los molinos funcionan de forma intermitente. Variaciones importantes en el recorrido de los materiales pueden sobrevenir como consecuencia de perturbaciones en la explotación. Un paro en los molinos puede llevar consigo una falta de crudo en los hornos, así como un paro de estos últimos tendrá como consecuencia una acumulación de materiales antes de los molinos. Los silos tienen por objeto regularizar el recorrido, además es conveniente que reposen y se enfríen los materiales molidos.

Los silos hacen posible la homogeneización de la mezcla que, para obtener un clinker de calidad, debe mantenerse lo más constante posible. Por muy cuidadosa que sea su composición y su fabricación, se producen siempre en la molienda, a pesar de todo, ligeras variaciones que serán anuladas totalmente a su paso por los silos.

9.5.1. Silos de crudo

El crudo procedente de la sección de molienda se almacena en silos, cuyo número y capacidad dependen de la producción de la fábrica. En general, se admite que deben poder contener, por lo menos, de tres a cinco días de producción, teniendo en cuenta, como regla general, que un silo deberá contener la producción de un día.

La instalación del ensilado está provista de aparatos de transporte mecánicos o neumáticos, por medio de los cuales se puede transvasar el crudo de silo en silo para asegurarle una buena homogeneidad. Con tal objeto, será preciso disponer por lo menos de tres silos. El crudo es conducido a los silos 1º y 2º, donde se hallará agitado. El crudo homogeneizado se trasladará al tercer silo, de donde se extraerá para la alimentación de los hornos.

El vaciado de los silos se efectúa por vises, por cadenas transportadoras, por aerodeslizadores o simplemente por aire comprimido. En la mayor parte de las instalaciones nuevas, transportes, trasvases y vaciados se efectúan ahora por aire comprimido.

Los silos pueden tener fondo plano o fondo inclinado de 60° sobre la horizontal y ser de sección cuadrada o circular. Los silos redondos pueden alcanzar las mayores dimensiones a causa de las ventajas que presenta su construcción desde el punto de vista de la repartición y ligazón de los hierros y de los esfuerzos.

9.6. Homogeneización del crudo

Antes, para fabricar cemento de alta calidad, se prefería la vía húmeda, puesto que en la homogeneización de la pasta se conseguía la mezcla íntima de los componentes del crudo. Los avances en las disciplinas de la aerodinámica y la neumática han hecho posible, para la industria del cemento, la homogeneización neumática de la harina de crudo seca con la que se logra la misma homogeneidad neumática del crudo que por vía húmeda. Este hecho, unido a la correspondiente disminución de consumo de calor, ha comportado una creciente preferencia por el proceso de fabricación de cemento por vía seca.

Es práctica normal en la industria del cemento proceder a la mezcla y la homogeneización de las materias primas trituradas antes de proceder a la molienda del crudo. Normalmente se forma lo que se llama un estrato de mezcla, o sea, un apilado de piedra triturada destinado no tan sólo a su almacenaje, sino dispuesto para realizar las operaciones que puedan afectar a una homogeneización preliminar de su composición. Se construyen silos equipados especialmente para el almacenado y la homogeneización del crudo.

El elemento básico de la mezcla en seco por vía neumática lo constituyen las cajas de dispersión de aire con que se dotan los fondos de los silos, realizadas según distintos tipos de organización. Esta última circunstancia ha conducido a los distintos procesos de homogeneización de crudo existentes en la práctica.

El componente principal de las cajas de dispersión de aire son las placas cerámicas porosas. También se han fabricado placas microporosas de metales fundidos (metales sinterizados) de composiciones diversas y últimamente se han aplicado además tejidos textiles de diversas fibras. También se han informado acerca de unidades para aireación compuestas por dos capas de material cerámico.

A través de las placas porosas, el aire se impulsa a presión sobre el crudo y engendran en su seno finísimas corrientes de aire, con lo cual el crudo pasa a un estado de pseudo líquido.

Es común en todos los procedimientos de homogeneización que, por aireación de la totalidad de la superficie del fondo del silo a través de todas las cajas dispersoras, se logre en primer lugar la separación individualizada de las partículas, a la cual sigue un violento movimiento turbulento, como consecuencia de la aireación intensiva de una parte del fondo del silo. Según el tipo de proceso de homogeneización, el fondo del silo es aireado en el 55–75 % de su superficie.

Los elementos para la aireación son semipermeables, es decir, el aire penetra a través de las placas hacia arriba, mientras que cuando se suspende el acceso de aire, el polvo no puede caer hacia abajo a través de las placas.

En los últimos veinte años se han desarrollado diversos procesos de homogeneización.

9.6.1. Proceso Fuller

A este proceso de mezcla por aire, también se le conoce por el nombre de sistema por cuadrantes. En este caso, las cajas de dispersión de los fondos de silos están reunidas en cuadrantes, tal y como se muestra en la figura 9.17. Cada uno de la serie actúa como cuadrante de mezcla según cierta secuencia, mientras que los otros tres lo hacen como cuadrantes de aireación. La aportación total de aire la suministran dos compresores, uno para el aire de mezcla y el otro para el de aireación. El volumen de aire para la mezcla alcanza el 75 % y el aire para los tres cuadrantes de aireación el 25 % del total. Mediante esto, se crea una columna de material muy aireado, de pequeña densidad, por encima del cuadrante de mezcla. El material sobre los cuadrantes de aireación, más denso, penetra de modo constante en la columna de material dispuesta sobre el cuadrante de mezcla y desplaza al material ligero hacia arriba, con lo cual se establece una circulación vertical y permanente del material.

Cada uno de los cuadrantes, se alimenta con aire para mezclar a intervalos de tiempo previamente fijados, con lo que se alcanza una homogeneización casi perfecta del crudo.

En la actualidad existe la tendencia a realizar la prehomogeneización de los componentes del crudo, lo que reduce mucho las fluctuaciones de la composición del mismo crudo en la entrada a la homogeneización.

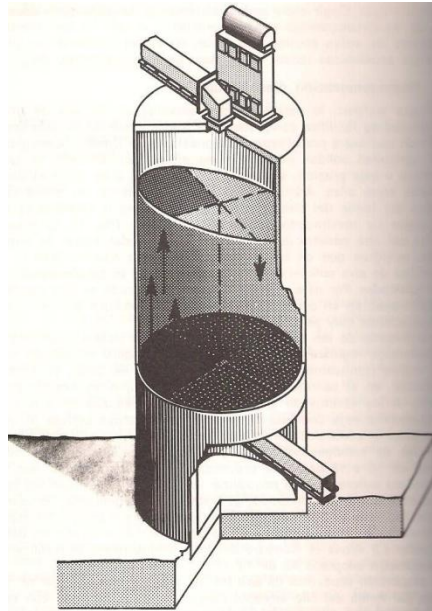


Figura 9.17. Silo de homogeneización con el sistema de cuadrantes incorporado

9.6.2. Otros sistemas

Existen otros sistemas de homogeneización del crudo, como por ejemplo:

El **proceso Polysius**. Este procedimiento consiste básicamente en sectores, como en el proceso Fuller. Consiste en airear simultáneamente, dos sectores diametralmente opuestos y un campo circular en el centro del fondo de los silos.

El **proceso de homogeneización por franjas** consiste en que la superficie del fondo del silo de homogeneización está dividida en 5 franjas de mezcla, donde la aireación es alternada y genera un desplazamiento constante del material contenido en el silo que produce la homogeneización.

El **proceso Möller de corriente en cizalla** es un sistema en que se ha subdividido el fondo del silo en cuatro campos de aireación. En todo momento sólo uno de los campos dispuestos en la periferia del silo está siendo aireado de modo intenso; en ese intervalo el resto de los campos está siendo alimentado con aire para soltar las partículas del crudo. Esto origina un movimiento turbulento de la mezcla de

crudo-aire, de modo que se crea un movimiento de cizalla dirigido hacia abajo en el resto de los campos.

El sistema IBAU de cámara neutral es un proceso continuo de mezcla que utiliza los silos simultáneamente como depósito para alimentación de crudo. La mezcla, es realizada en el vaciado de tal modo que los estratos formados por ingreso en el silo del material molido fluyen juntos unos con otros a modo de trombas y con ello se mezclan.

9.7. Hornos

Para la cocción del clinker de cemento se emplean hornos verticales de cuba o bien hornos rotatorios. Los hornos verticales se utilizan únicamente para el método por vía seca; en cambio, los hornos rotatorios pueden ser empleados tanto en la vía seca como en la húmeda.

9.7.1. Hornos verticales

En el horno vertical no puede introducirse el crudo en forma de polvo sin preparación alguna, sino que antes debe ser granulado o briquetado a fin de que el contenido de la cuba del horno no quede demasiado compacto y dificulte el paso del aire inyectado.

Los hornos verticales se calientan con coque o carbones bajos en volátiles porque si se calentaran carbones ricos en volátiles se perdería gran cantidad de calor con los gases de escape.

Todos los esfuerzos de estos últimos tiempos se han encaminado al perfeccionamiento de los hornos verticales automáticos a fin de hacer mayor su producción y mejorar las cualidades del clinker producido en ellos, a fin de hacerlos aptos para competir con los hornos rotatorios.

La forma de cocer el clinker en los hornos verticales exige una distribución uniforme del combustible subdividido en trozos de tamaño suficientemente pequeño. Una granulometría poco fina de éste retrasa su combustión y alarga la zona de cocción, lo que puede conducir a un descenso de la temperatura de cocción y obtener

una clinkerización defectuosa. El tamaño granulométrico del combustible no puede ser fijado de una manera uniforme para todos los casos y circunstancias de la cocción pues dependerá de las propiedades de las primeras materias o del crudo, así como de la plasticidad y compacidad de las probetas. En este aspecto hay que tener en cuenta que cuando la combustión es rápida se logra una temperatura elevada y con ella una rápida y buena clinkerización.

Se mezclan el crudo y el combustible en adecuadas proporciones y se moldea la mezcla agregando la debida cantidad de agua, que suele estar entre un 8 y un 14 %, según la clase de crudo y la máquina empleada para el moldeo.

Para los hornos de alta producción, se granula la mezcla de crudo y combustible en tambores especiales o en platos granuladores dispuestos en forma inclinada, con lo que la masa queda moldeada en forma de bolitas, adquiriendo así la máxima superficie posible. La granulación se ha ido introduciendo en estos últimos tiempos por todas partes, admitiéndose que es el método más ventajoso.

El aire necesario para la cocción se inyecta debajo de la parrilla para que se produzca en la cuba del horno, el cual queda encerrado con obturadores que lo incomunican con el exterior, sin que el aire pueda, a su vez, entrar libremente hacia el horno. Para clinkerizar el crudo y hacerle atravesar la zona de cocción tan rápidamente como sea posible, es necesario asegurar la inyección del aire en cantidad suficiente con una correcta distribución. A este fin, parte de este aire debe ser inyectado en la parte alta del horno, justo en la zona de cocción o debajo de la misma, como aire adicional.

Los hornos verticales se construyen de unos 2 a 3 m de diámetro por unos 3 ó 10 m de altura de la cuba, para capacidades de producción de 80 a 200 toneladas cada 24 horas.

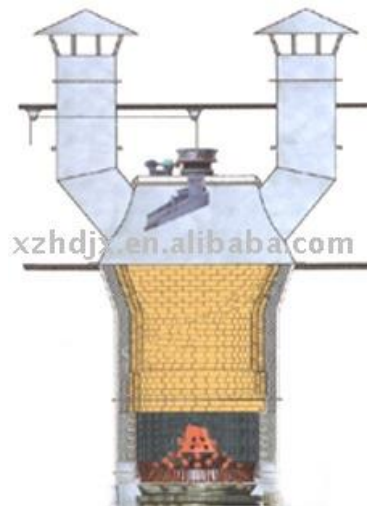


Figura 9.18. Horno vertical.

9.7.2. Hornos rotatorios

Estos hornos constan de un tubo cilíndrico dispuesto algo inclinado (de un 3 a un 5 % sobre la horizontal), que en su interior lleva un forro de material refractario. Los hornos de pequeño diámetro tienen una inclinación mayor que los de diámetro grande. El material se introduce en el horno por su extremo superior y la calefacción (la llama) se aplica por el otro extremo, el inferior, es decir, que tales hornos trabajan a contracorriente. El combustible inyectado puede ser carbón pulverizado, petróleo o gas.

El tubo descansa sobre dos o varios pares de rodillos, según su longitud. Éstos están dispuestos bajo el horno de tal forma que las líneas que pasan por el eje del horno y los ejes de los rodillos forman con la vertical un ángulo de 30° . Su posición exacta se determina y regula según la de los aros de rodamiento cuando el horno está a la temperatura de trabajo, es decir, teniendo en cuenta el alargamiento del tubo.

Existen los siguientes tipos principales de cilindros para horno rotatorio, en proceso de vía seca:

- Horno rotatorio con diámetro unitario
- Horno rotatorio con zona de sinterización ensanchada
- Horno rotatorio con zona de calcinación ensanchada
- Horno rotatorio con zona de sinterización y calcinación ensanchadas

- Horno rotatorio con zonas de desecación o precalificación ensanchadas (horno largo vía seca o vía húmeda)

La ampliación del diámetro en algunas zonas del tubo del horno tiene por objeto prolongar el tiempo de permanencia, con el correspondiente descenso de la velocidad de los gases y así mejorar la transmisión del calor al material. Sin embargo, por esas zonas se producen diferentes tiempos de paso del material a lo largo del horno, que generan desplazamientos irregulares de aquél, influyendo desfavorablemente en la explotación del horno. En la transición de las secciones ampliadas a las que no lo han sido se producen retenciones del material que ocasionan rozamientos y producen polvo. La realización de las piezas de transición es más cara que las de virolas cilíndricas. El vestido del material refractario de las zonas de transición es complicado, costoso en trabajo humano y exige configuraciones especiales para los ladrillos. Una forma especialmente desfavorable, bastante usual, presenta estrechada la salida del horno. Tal solución únicamente conduce a un enfriamiento parcial del clínker en el horno y a la rápida inutilización del revestimiento refractario en esta sección.

Tanto la experiencia, la práctica, como las consideraciones teóricas han llevado a la conclusión de que la forma más favorable para el horno es aquella en que se han suprimido las ampliaciones o los estrechamientos de la sección. Los hornos rotatorios dotados con intercambiadores de calor muestran ya, en todas partes, sección unitaria

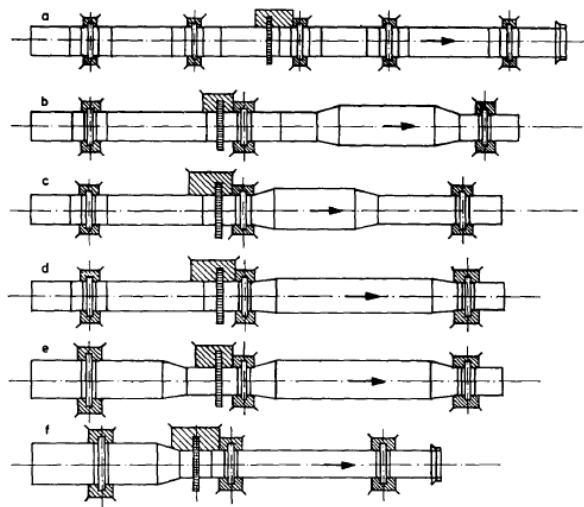


Figura 9.19. Tipos de hornos rotatorios

Pendiente del horno

No hay ninguna regla válida para determinar la pendiente de los hornos rotatorios. Su valor oscila entre el 2-6 %. Aunque la mayoría de los hornos están instalados con pendientes entre el 2-4 % con relación a la horizontal ya que las pendientes pequeñas requieren velocidades más altas y esto ofrece la ventaja de favorecer la mezcla del material originando un intercambio de calor más intenso. También, si la inclinación es pequeña se alcanza un grado de llenado más alto. Los grados de llenado fluctúan entre los límites del 5-17 %. En la explotación práctica del horno, el grado de llenado no debe pasar el 13 %, pues valores superiores empeoran la transmisión de calor.

Mientras que los diámetros de los hornos eran de 2-3 m, se hablaba de modo general del número de vueltas del horno. Sin embargo, actualmente por haber hornos de 6 o más metros de diámetro, la velocidad del movimiento rotatorio del horno se expresa por la velocidad tangencial o periférica en lugar de hacerlo por el número de vueltas. Para la explotación económica del horno se utilizan velocidades periféricas de 38-40 cm/s.

Se puede regular a voluntad el tiempo de permanencia del material en el horno, eligiendo la pendiente adecuada así como la variación del número de vueltas en la unidad de tiempo.

Transporte del material en el horno rotatorio

En general, en el horno rotatorio se desarrollan dos procesos:

- Proceso termoquímico.
- Transporte de material.

El proceso termoquímico condiciona que el material no avance con velocidad regular en el horno. Con velocidad angular constante, el material se desplaza a diferente velocidad en las distintas zonas.

Las diferencias en la velocidad de paso son consecuencia de las variaciones físicas y químicas a que está sometido el material durante el proceso de cocción en el horno.

Zonas del horno rotatorio

En un horno rotatorio normal, no conectado con intercambiador térmico de ningún tipo, se pueden distinguir diferentes zonas, cuyas longitudes están expresadas en porcentajes de la longitud total del horno en la tabla 9.1.

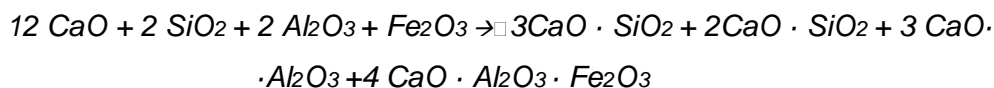
Tabla 9.1. Longitudes de cada zona en un horno rotatorio

% longitud del horno	Zona	Temperatura (°C)
33	Secado (vía húmeda)	120
14	Precalentación	100-550
25	Calcinación	550-1100
20	Sinterización o cocción	1100-1450
8	Enfriamiento	1450-1380

Estas zonas del horno no se pueden delimitar con exactitud porque las temperaturas de los gases del material y de las caras internas del horno son difíciles de determinar y las reacciones que se desarrollan en ellas se superponen parcialmente o discurren paralelamente.

En el horno rotatorio se realizan los siguientes procesos:

- Liberación del agua combinada en las sustancias arcillosas.
- Disociación del carbonato de magnesio.
- Disociación del carbonato de calcio.
- Combinación de la cal con los minerales de la arcilla, es decir, formación de los minerales principales del clínker que discurre de acuerdo con la ecuación:



Para evitar el acceso de aire del ambiente al horno rotatorio, se colocan en sus dos extremos dispositivos para un cierre estanco en las uniones con otras secciones del proceso.

En el extremo caliente: el aire falso ocasiona el desplazamiento del aire secundario caliente procedente del enfriador. La presencia del aire del ambiente

implica su calefacción hasta la temperatura final de los gases, lo cual entraña pérdidas de calor.

En el extremo frío: el objetivo perseguido es:

- a. Evitar el aumento de la cantidad de los gases de salida del horno debido a la introducción del aire exterior, lo cual supone mayor cantidad de energía invertida.
- b. En hornos por vía húmeda con gases de salida a temperaturas reducidas, puede provocar que se alcance el punto de rocío, llegando a la condensación de los gases de salida en las canalizaciones del filtro electrostático.
- c. En hornos con calderas mantenidas con calor residual, se provoca descenso de la temperatura de los gases de salida, con la consiguiente menor producción de vapor.

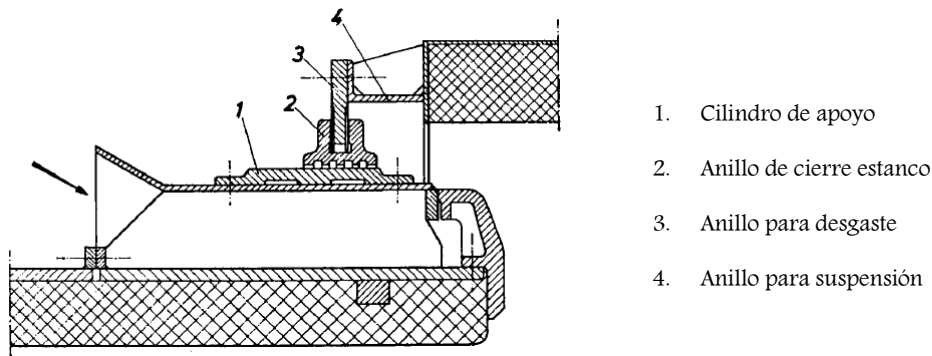


Figura 9.20. Cierre estanco del extremo caliente del horno con refrigeración por aire

Calefacción por combustión en el horno rotatorio

La calefacción por combustión en el horno rotatorio es producida por:

- Quemadores de polvo de carbón.
- Mecheros para fuel – oil.
- Quemadores de gas natural.

El mechero del horno rotatorio puede estar dispuesto paralelamente al eje del horno o también paralelamente al plano de la plataforma de servicio del hornero.

En esta última disposición, el mechero está inclinado respecto al eje del horno hacia el material, lo que no siempre ofrece los mejores resultados para la combustión puesto que las llamas chocan con el material.

En cuanto a la posición del mechero, éste está situado en el centro de la sección del horno. Sin embargo, también hay modificaciones en ese aspecto. Siguiendo este punto de vista, particularmente en los hornos de gran diámetro, el mechero queda más próximo al material pero dispuesto paralelamente al eje del horno, con lo que se evita la inclinación del mechero hacia el material.

Con respecto a la llama, ésta varía considerablemente de longitud, forma, color, dirección y punto de ignición a lo largo del horno. Se debe conseguir el fuego más corto posible y la temperatura de llama más alta, sin influenciar de manera negativa en la calidad del clínker. Además, debe evitarse el sobrecalentamiento de la capucha del quemador, de la zona de descarga del horno o del enfriador.

Una vez conseguida la calidad de llama deseada, es preciso operar con el horno de forma que exista la mínima perturbación posible de la misma.

La cantidad de calor liberado por la llama depende de su temperatura y por tanto de su color. Las diferentes tonalidades se recogen en la tabla 9.2.

Tabla 9.2. Color de la llama en un horno rotatorio dependiendo de la temperatura

Color	Temperatura (°C)
Rojo visible más tenue	475
Rojo visible más tenue a color cereza	475-650
Rojo oscuro a rojo cereza	650-750
Rojo cereza a rojo cereza brillante	750-825
Rojo cereza brillante a naranja	825-900
Naranja a amarillo	900-1090
Amarillo a amarillo brillante	1090-1320
Amarillo brillante a blanco	1320-1540
Blanco a blanco deslumbrante	1540-

No son deseables la de color naranja o rojo por su baja temperatura.

Uno de los principales factores que afectan a la temperatura de la llama es la cantidad de oxígeno presente en el horno. Es preciso que se opere ni con deficiencia ni con exceso de aire, con un intervalo de concentración del mismo entre el 0.7 y el 3.5 %.

Revestimiento interno del horno

El tiempo de actividad del horno (también llamado marcha) depende, en primer lugar, de la calidad del revestimiento del horno. Se prescinde de su alto precio y se adquieren las mejores calidades del material para revestir el horno a fin de lograr un dilatado período de explotación.

Las finalidades del revestimiento de refractario del horno rotatorio son:

- Proteger a la envolvente de chapa del horno de las altas temperaturas de las llamas y del material en proceso de reacción.
- Rebajar las pérdidas de calor por radiación y convección de la chapa del horno.

Aparte de esto, el revestimiento del horno absorbe energía térmica de los gases calientes del horno y la cede al material. Puesto que los gases están a una temperatura significativamente más alta que el material, durante la rotación del horno, el revestimiento está sometido a variaciones de temperatura. Como consecuencia del movimiento rotatorio del horno, el forro también está sometido a sollicitaciones mecánicas. Hay que considerar además la acción del desgaste por rozamiento ocasionada por el material al chocar y rodar sobre el revestimiento.

Los requisitos que el forro refractario del horno ha de cubrir, corresponden a las propiedades siguientes:

- **Resistencia mecánica.** A los ladrillos del revestimiento del horno se les exigen las siguientes condiciones para que ofrezcan resistencia mecánica:

- Ladrillos con alto contenido en Al_2O_3 : 350-500 kg/cm² de resistencia.
- Ladrillos de dolomita o de magnesita: 500-700 kg/cm².

- **Poder refractario.** En la zona de sinterización, el poder refractario de los ladrillos del revestimiento del horno debe corresponder al cono Seger nº 33, es decir, deben soportar los 1730 °C. La estabilidad frente a la carga térmica bajo presión se mide por la temperatura a la que el material refractario comienza a reblandecerse bajo una presión de 2 kg/cm².

- **Estabilidad ante los cambios de temperatura.** Las variaciones periódicas de temperatura de la superficie del ladrillo son del orden de los 400 °C. A la capacidad

de soportar estos cambios tan reiterados de temperatura se designa como resistencia o estabilidad ante los cambios de temperatura.

- **Capacidad de resistencia química.** El material a cocer con un contenido de CaO de un 65 % ofrece un carácter fuertemente básico. A las altas temperaturas de la zona de sinterización, el material presenta una actividad química muy intensa frente al revestimiento del horno, muy caliente. Además, en la zona de sinterización, el material contiene del orden del 20–25 % de fase fundida, lo que eleva aun más la reactividad frente al de ladrillo. En esta zona, la agresión química afecta a casi todos los materiales refractarios, excepto a la dolomita y la magnesita por tratarse de materiales que por sí mismos tienen carácter básico y por ello son inmunes a la reacción química del clinker, particularmente la dolomita, debido a su alto contenido de CaO.

- **Dilatación por el calor o estabilidad de volumen.** En la zona de sinterización, la cara interna puede llegar hasta unos 1350–1400 °C. Esto produce fuertes solicitaciones de compresión, que muchas veces conducen al desconchamiento de la cara superior del ladrillo. Para combatir el efecto del desconchamiento (desplazamiento de la cara superior de los ladrillos), los de magnesita llevan unas placas de hierro. A temperaturas superiores a los 1000 °C, las chapas se combinan, por oxidación con los ladrillos del forro, dando lugar a que este forme un bloque continuo que lo hace resistente al desconchamiento. La oxidación de las placas de acero y el proceso de reacción con la magnesita engendran ferrito de magnesio, $MgFe_2O_4$, que conglomerar la masa del refractario llegando a formar una sola unidad.

- **Conductividad térmica.** La conductividad térmica de los ladrillos refractarios se designa con λ (coeficiente de conductividad) y se expresa en kcal/m·h·°C. La conductividad térmica es un factor decisivo en la pérdida de calor por la “piel” del horno; para la mayoría de los materiales refractarios, la conductividad térmica crece con la temperatura, pero en la magnesita y la dolomita ocurre lo contrario. Esto produce grandes pérdidas de calor, las cuales, sin embargo, quedan compensadas por la costra sobre el refractario. Junto con la conductividad térmica, tiene gran importancia el espesor del revestimiento refractario. A mayor diámetro del horno, mayor ha de ser el revestimiento refractario, pero hay que destacar que para el caso de una buena formación de costra se acepta rebajar uno o dos grados el orden del espesor.

- **Resistencia al rozamiento.** El material que resbala sobre el revestido refractario durante la rotación del horno produce rozamiento sobre los ladrillos. La resistencia al rozamiento se mide en cm^3 por cm^2 de la superficie expuesta al rozamiento. Los ladrillos con una resistencia al rozamiento mayor que $0.25 \text{ cm}^3/\text{cm}^2$ no se han de utilizar para revestir el horno. La resistencia al rozamiento del forro del horno sólo se tiene en cuenta a la puesta en marcha del horno. Tras la formación de la costra, esta zona queda protegida del rozamiento.

- **Porosidad.** En la porosidad hay que distinguir entre volumen de poros abiertos (porosidad abierta relativa) y el verdadero volumen de poros.

El verdadero volumen de poros comprende tanto los poros abiertos como los cerrados. En la práctica, el volumen de poros cerrados interesa poco y ni siquiera se determina; por el contrario, un valor alto de poros abiertos activa la permeabilidad para los gases del horno así como sobre la formación de costra, al condensarse aquéllos en los poros, lo que conduce a la destrucción de los ladrillos.

La costra del horno

Se trata de una masa de clínker o de partículas de polvo que se adhieren a la pared del horno, habiendo cambio de un estado líquido o semilíquido, a estado solidificado. Sirve, en la zona de cocción, como protección del refractario y por lo tanto prolonga su vida útil. El control del estado óptimo de la costra evita la necesidad de la sustitución del refractario y el detenimiento de la producción por lo que disminuye los costes económicos de forma importante.

La formación de la costra es gobernada en gran parte por la conductividad del refractario y la costra. Cuanto menor es la conductividad del refractario, mayor es la posibilidad de formación de esta.

Las partículas solidificadas se adhieren a la superficie de la costra mientras que la temperatura de la superficie está por debajo de la temperatura de solidificación de las partículas. Cuando el horno opera bajo tales condiciones de equilibrio, la costra se mantendrá. Sin embargo, cuando esta temperatura es superada, las partículas de la superficie de la costra cambian de nuevo a estado líquido y se desprenden. En la figura 9.21. se observan los efectos de las distintas temperaturas de operación sobre el comportamiento de la costra:

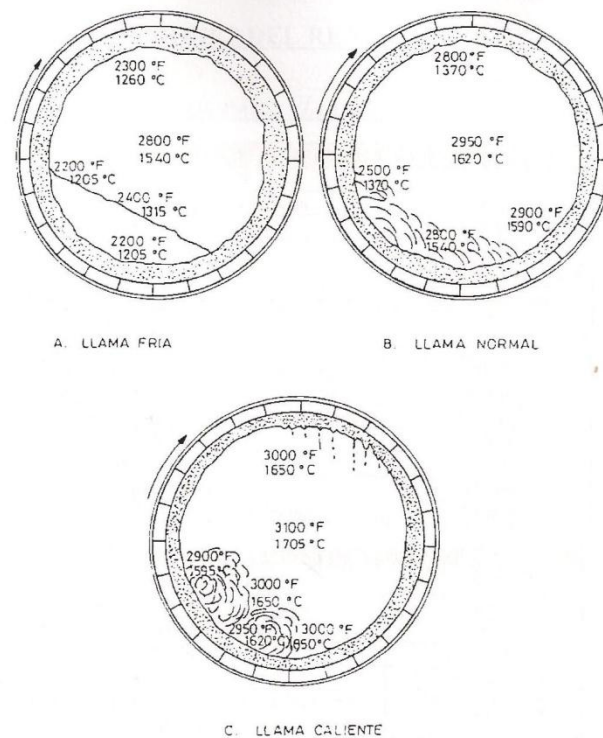


Figura 9.21. Formación de costras en el horno a distintas temperaturas

- a) **Para horno frío:** no se forma costra. Se dice que el horno está en un “agujero”.
- b) **Para horno a temperatura normal:** existe líquido capaz de formar costra a temperatura por debajo de la de solidificación de las partículas de la alimentación. Mientras que la temperatura se mantenga por debajo, se seguirá formando costra (hasta 1315 °C aprox.). A partir de que se alcance dicha temperatura, la costra entra en equilibrio y ni se forma ni se desprende.
- c) **Para horno caliente:** se forma demasiado líquido a una temperatura por encima de la de solidificación. Se produce desprendimiento.

9.8. Precalentadores y precalcinadores

Los primeros esfuerzos desarrollados para el ahorro de calor, mejorando el rendimiento del horno, fueron con la introducción de los **precaldadores de parrilla**. Consiste en una parrilla móvil sobre la cual avanza un lecho de material crudo

granulado (nódulos) formado por humedecimiento del polvo crudo en un aparato nodulizador adecuado.

La invención del intercambiador de calor por suspensión del crudo en la vena gaseosa aplicando ciclones dispuestos en cuatro tramos, supuso el desarrollo decisivo de la economía térmica del proceso de vía seca, pues hizo posible rebajar la temperatura de los gases residuales del horno a unos 330 °C, no conseguida hasta entonces. El intercambiador de ciclones en cuatro tramos para la calefacción del crudo de cemento halló aplicación práctica en la industria del cemento a partir de 1950.

El **intercambiador de ciclones** consiste en cuatro ciclones dispuestos uno encima del otro. Para lograr una mejor separación, el último tramo, el situado más alto, está dispuesto como ciclón doble. Los ciclones están conectados entre sí por tuberías ascendentes de sección cuadrada, pero la tubería superior es de sección circular. Cada ciclón y su tubería forman un tramo del intercambiador, tramos que van numerados del I al IV de arriba abajo. Las tuberías de salida del polvo de los ciclones desembocan en las tuberías de los gases ascendentes del tramo situado debajo. La tubería de salida del polvo del tramo IV desemboca en el horno.

El intercambio térmico se realiza en los tubos ascendentes y en los ciclones, individualmente considerados, en una corriente de la misma dirección para el polvo y los gases. Como conjunto, el intercambiador de calor trabaja a contracorriente de modo gradual. El intercambio térmico se verifica en estado de suspensión. La gran superficie que presenta el crudo en el intercambiador produce un intercambio muy activo.

La parte más importante de la transmisión de calor se realiza en los tubos ascendentes. Por mediciones técnicas, sobre un intercambiador de cuatro tramos, el 80 % de la transmisión de calor tienen lugar en los tubos ascendentes, mientras que en los ciclones sólo se transmite un 20 %. El contenido térmico de los gases de salida del intercambiador permite ser recuperarlo para el secado de materias primas.

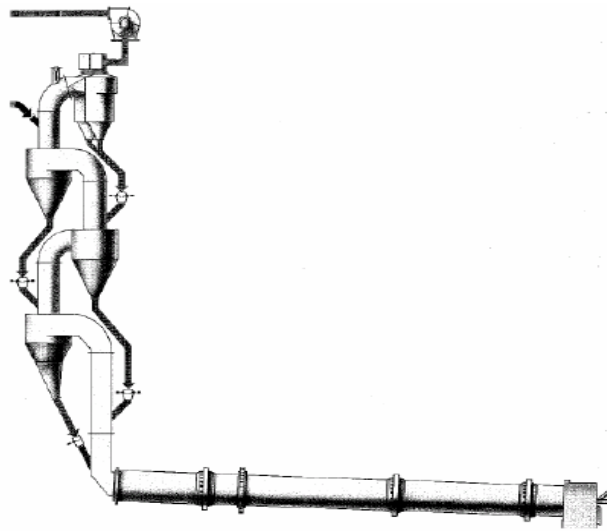


Figura 9.22. Precalentador de ciclones de cuatro etapas

Los *sistema precalcinadores* se desarrollaron para transferir una parte del tratamiento térmico del material del horno al precalentador, es decir, hacer que este último contribuya más al proceso de cocción del horno que no tan sólo precalentando al crudo. Una característica común a todos los sistemas precalcinadores es la de dividir la entrada de combustible entre dos unidades de quemadores, una en el horno y otra en los precalentadores de suspensión. El proceso presenta la gran ventaja de permitir el uso del combustible de bajo poder calorífico y de alto contenido en cenizas para su quema en el calcinador, donde una combustión sin llama a temperatura relativamente baja, inferior a 900 °C, es suficiente para conseguir la descarbonatación pretendida. Así pues, quemando en el calcinador un 60 % del combustible necesario, el material entra en el horno descarbonatado en un 90 %.

Un horno rotativo provisto con un precalentador de ciclones ya instalado, al añadirle un precalcinador, verá aumentada su capacidad de clínker en un 100 % según los casos. En hornos de nueva implantación, equipados con precalcinadores, es posible alcanzar producciones de clínker hasta tres veces mayores comparadas con las que se consigue en hornos rotativos convencionales con precalentadores, al paso que también podrán reducirse las dimensiones del tubo rotativo en longitud y diámetro.

9.9. **Combustibles**

En cuanto a su estado de agregación, los combustibles se clasifican en sólidos, líquidos y gaseosos. Los tres estados tienen aplicación en la industria del cemento. Entre los combustibles sólidos hallamos el carbón de hulla, los lignitos, la turba, la madera y el cok. Tanto la hulla como el lignito se utilizan en los hornos rotatorios y en los secaderos mientras que el cok en los hornos verticales. De los combustibles líquidos se emplean, ante todo, los distintos tipos de fuel. De los combustibles gaseosos, en la industria del cemento la mayoría de las veces se usa el gas natural.

Mientras que en los primeros tiempos de la producción del cemento se utilizó casi exclusivamente el carbón de hulla, la tendencia moderna se ha orientado hacia el fuel-oil y el gas natural, debido a la fuerte carga salarial que implica el carbón.

Los costes de inversión de las instalaciones de abastecimiento de carbón son veinte veces más caras que las de fuel y las de gas natural. Por su parte, los costes de transporte de **gas natural** son de tres a cinco veces menores que las del fuel. El envío de gas natural no exige ningún elemento de transporte y el coste de la obra civil y de los elementos para las canalizaciones sólo representan una fracción de los costes de la obra civil en el establecimiento de ferrocarriles para el transporte de carbón. Las inversiones para las canalizaciones en el suministro del gas natural se amortizan entre tres y cinco años. Por otra parte, utilizando las canalizaciones para el gas natural, la industria del cemento queda ligada a un solo proveedor. Los costes de las instalaciones de preparación del carbón, en una fábrica de cemento, suponen aproximadamente del 15–20 % del coste de la totalidad de la maquinaria.

Frente a esto, el gas natural presenta la ventaja de que no son necesarios gasómetros para el almacenado del gas en fábrica desde que este combustible llegue a la planta a través del oleoducto en caudal constante y, a parte de la instalación del reductor de presión (el gas natural se recibe canalizado a presiones comprendidas entre 10 y 70 bares, las cuales deben reducirse a una banda de 3 a 10 bares en una estación reguladora para su empleo en la fabricación de cemento), no necesita de ningún tratamiento preliminar para su uso en las fábricas de cemento.

Los **combustibles líquidos** se almacenan en uno o varios depósitos, provistos de un sistema de calefacción para reducir la viscosidad del aceite y de un túnel para la acomodación del tubo de descarga. La capacidad de almacenaje también depende de

las condiciones particulares del lugar y del consumo previsto en la fábrica. El único tratamiento que precisa el aceite combustible es el calentamiento a 50 °C para su bombeado y a 120 °C para pasar al quemador. No debe olvidarse la instalación de filtros de aceite.

El **carbón** puede almacenarse al aire libre, en carboneras o en silos. En general se suministra bajo la forma de “menudos lavados”, por lo que debe secarse y molerse antes de poder quemarse en los hornos. Conviene que para su descarga estén las carboneras provistas de salidas con amplia abertura a fin de prevenir atascos debidos a las pobres propiedades de derrame que tiene el carbón. La determinación de la capacidad de almacenaje depende de las condiciones locales y del consumo medio de cada fábrica. Las condiciones de seguridad para el carbón almacenado deben cumplirse rigurosamente.

9.10. Enfriamiento del clínker

El clínker caliente a la salida del horno, se trata seguidamente en los enfriadores. Lo que todos los enfriadores de clínker tienen en común es el flujo directo del aire de enfriamiento (que puede ser a contracorriente o transversalmente a través del clínker) y que el aire caliente sirve como aire secundario para la combustión en el horno, ya sea en su totalidad o en parte.

El enfriamiento del clínker influye sobre su estructura, composición mineralógica, molturabilidad y con ello sobre las propiedades del cemento que con él se fabrique.

El enfriamiento del clínker es necesario porque:

1. El clínker al rojo no es transportable.
2. El clínker caliente influye desfavorablemente en la molienda del cemento.
3. El aprovechamiento del contenido térmico del clínker caliente disminuye los costes de producción.
4. Un proceso de enfriamiento adecuado perfecciona las propiedades del cemento.

La velocidad de enfriamiento del clínker influye en la relación entre la fase cristalina y vítrea de éste. Por enfriamiento lento, casi todos los componentes cristalizan, mientras que el enfriamiento rápido frena la formación de cristales y por ello, una parte del fundido se solidifica en estado vítreo. El enfriamiento rápido impide además el crecimiento de los cristales.

El enfriamiento rápido influye especialmente sobre el comportamiento del óxido de magnesio y con ello, sobre la estabilidad del volumen de cemento fabricado con el clínker. Cuanto más rápido es el enfriamiento del clínker, tanto menos numerosos serán los cristales de periclase (óxido de magnesio) que hayan podido formarse a partir del fundido.

Hay cuatro tipos de enfriadores de clínker:

1. Enfriador de tambor rotatorio, dispuesto debajo del horno.
2. Enfriadores planetarios; tubos dispuestos en la periferia del extremo de salida del clínker del horno.
3. Enfriador de parrilla.
4. Enfriador de cuba (o vertical).

9.10.1. Enfriador de tambor rotatorio

El enfriador de tambor rotatorio es el más antiguo de los enfriadores de clínker, construido siempre para acción conjunta con el horno. El tambor enfriador consiste en un tubo rotatorio instalado a continuación del horno. Los hornos rotatorios de 60-90 m de largo disponen de enfriadores de 2 a 5 m de diámetro y de 20-25 m de largo. Los enfriadores presentan pendientes de 4° a 7° con la horizontal, la mayoría de las veces en dirección opuesta a la del horno, apoyados mediante dos juegos de aros de rodadura y se accionan independientemente del horno mediante corona y piñón. El número de vueltas de los tambores enfriadores varía entre 0-8 vueltas/minuto.

Aproximadamente, en el 70 % de la longitud del enfriador de tambor hay paletas elevadoras o listones elevadores de material cerámico refractario o de aceros de alta resistencia al desgaste. Tales dispositivos elevan el clínker y después lo dejan caer, con lo que entran en contacto íntimo el aire de enfriamiento y el clínker, y con ello se aumenta el rendimiento del enfriador.

Desde la introducción del enfriador de parrilla y la reinstalación del enfriador planetario sólo raramente se construyen enfriadores de tambor rotatorio.

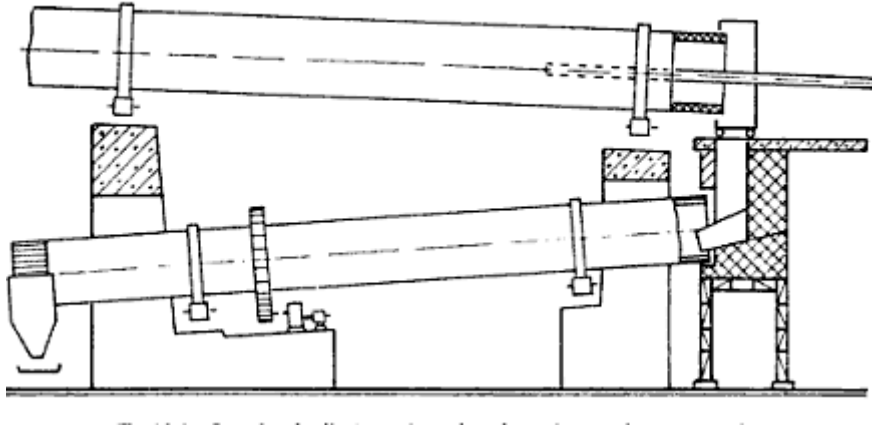


Figura 9.23. Corte longitudinal de un enfriador de tambor con horno rotatorio

9.10.2. Enfriador planetario: construcción antigua

El enfriador planetario consiste en varios tubos, a lo sumo 10 u 11, situados en la periferia del extremo más caliente del horno, dispuestos en forma de corona y constituyendo una parte integrante del horno. Los enfriadores planetarios se mueven conjuntamente con el horno, sin tener accionamiento propio. Los tubos enfriadores individuales están, hasta el 25 % de su longitud, revestidos con material refractario; el resto, a fin de que produzca un intercambio térmico intenso, va provisto con cadenas o dispositivos elevadores para su vertido ulterior. El clínker corre a través de aberturas practicadas en la envolvente del horno para entrar en los tubos enfriadores. El enfriamiento se realiza a contracorriente. La totalidad del aire de enfriamiento llega al horno como aire secundario de combustión.

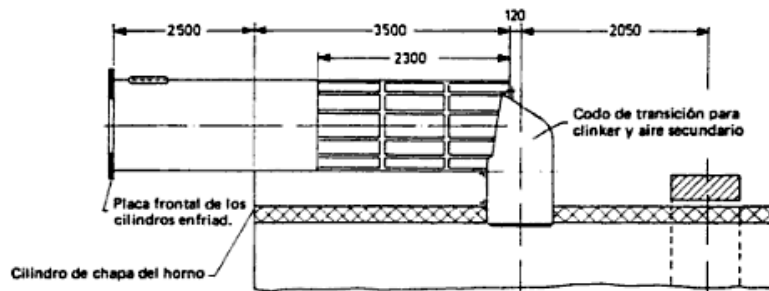


Fig. 22.2. Enfriadores planetarios antiguos.

Figura 9.24. Enfriador planetario antiguo

9.10.3. Enfriador planetario: construcción moderna

La característica principal del nuevo enfriador planetario es la prolongación hacia adelante del tubo cilíndrico de chapa del horno y la incorporación de una estación adicional de aro-rodillos sobre la que se apoya la parte prolongada del horno. Esto posibilita utilizar tubos planetarios mayores sin menoscabo de la capacidad portante del tubo del horno.

Para lograr mejor transmisión de calor, los tubos enfriadores van provistos interiormente de ladrillos refractarios y listones elevadores y sobre todo, de dispositivos de acero refractario y de acero fundido para llevar al clínker a un contacto íntimo con el aire frío.

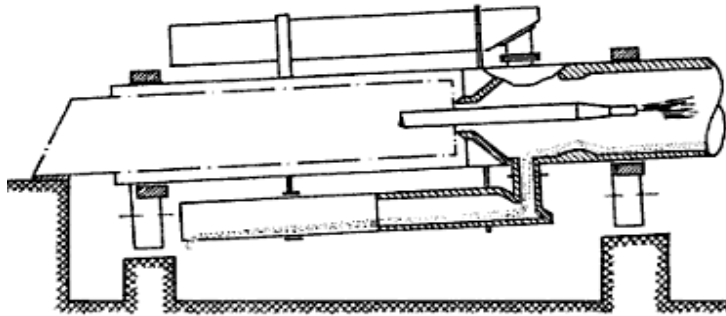


Figura 9.25. Sección longitudinal del horno rotatorio con enfriadores planetarios del tipo de construcción moderna

9.10.4. Enfriador de parrilla

Al enfriador de parrilla para clínker con templado por aire, generalmente se le conoce como enfriador Fuller por haberlo desarrollado y construido este mismo.

El desarrollo de este enfriador centró la atención en la mejoría de la calidad del cemento por el enfriamiento rápido del clínker. Simultáneamente se comprobó que en él se producía un intercambio térmico muy bueno entre el aire de refrigeración y el clínker caliente.

Frente al enfriador de tambor, el Fuller requiere un 20 % menos de espacio para su instalación, además de que permite el control exacto de la temperatura del aire secundario y de la temperatura del clínker y tiene muy pocas pérdidas por radiación y convección. Con el enfriador Fuller es posible el rápido enfriamiento inicial del clínker, lo que es de gran importancia para la formación del silicato tricálcico, y hace posible

que, al entrar en el enfriador, el clinker tenga una temperatura del orden de 1360 a 1400 °C, con lo que su rendimiento térmico se eleva un 72-75 %. Utilizando un exceso de aire de enfriamiento puede bajarse la temperatura del clinker hasta por debajo de 65 °C, lo cual permite la molienda inmediata del clinker.

A diferencia de los enfriadores de tambor y de los planetarios, en los cuales el enfriamiento del clinker se realiza casi exclusivamente en una corriente transversal, en el enfriador Fuller se efectúa en esa dirección y contracorriente.

El tipo más moderno de enfriador Fuller consta de:

- Parrilla inclinada
- Parrilla corta horizontal
- Triturador de clinker
- Parrilla larga horizontal

La ventaja de esta disposición estriba en que los trozos gruesos de clinker se pueden enfriar intensivamente después de triturados.

Existen otros enfriadores de parrilla como:

- **Enfriador Recupol de Polysius.** Es un ejemplo de enfriador de parrilla móvil, ampliamente extendido. La parrilla consiste en una correa o cadena sin fin, formada por elementos sueltos. Durante el proceso de enfriamiento, el clinker permanece sobre las placas de la parrilla móvil, las cuales, estando en constante movimiento, tan sólo se exponen por breve tiempo a temperaturas elevadas.

Una ventaja adicional es que cualquier placa averiada puede sustituirse por otra nueva sin paro de la instalación.

- **Enfriadores de parrilla de vaivén.** Las parrillas de vaivén están formadas por filas alternadas de placas fijas o móviles, soportadas mediante tés atornilladas a las jácenas que sirven de soporte a la parrilla. Desde la zona caliente del enfriador, el clinker es empujado hacia el extremo de salida al paso que sufre una continua agitación en su marcha a través del enfriador. A la salida, el clinker va a una criba de barras donde se caen la mayor parte de los gránulos, mientras que los gruesos se llevan a una trituradora de martillos. En toda la longitud del enfriador se introduce aire

a través de varios compartimentos por debajo de la parrilla, pasando a través de las placas y del lecho del clínker, enfriándolo.

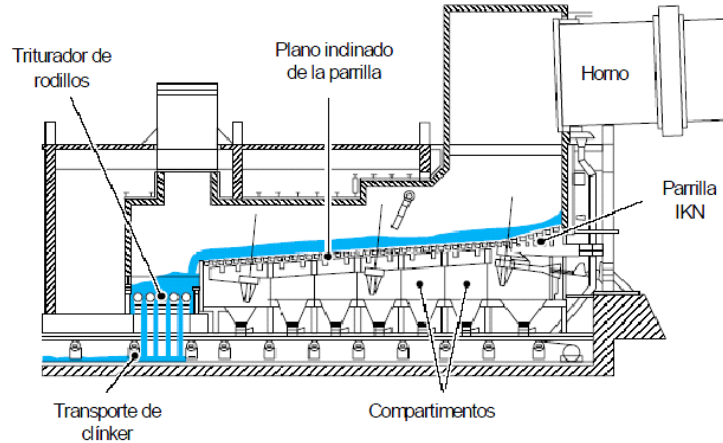


Figura 9.26. Enfriador de parrilla con vaivén, convencional inclinado

- **Enfriador de parrilla simple.** Hoy en día, tan sólo se usa como pre-enfriador seguido de un enfriador de gravedad para el post-enfriado, o bien se emplean enfriadores combinados.

9.10.5. Enfriador de cuba (vertical)

Es similar al horno vertical (de cuba), el cual, cada día menos utilizado, es una combinación de aparatos de cocción y de enfriador de clínker en una unidad como máquina.

El enfriador de cuba consiste en una cámara en forma de cuba vertical, revestida de material refractario dotada con parrilla de barras, tolva de extracción y esclusa de tres cámaras estancas al aire. El clínker cae en la cuba cilíndrica vertical y sigue su curso hacia la salida donde es extraído a través de una parrilla formada por un cierto número de rodillos rompedores. Las canalizaciones de unión y los aparatos de regulación y de medida pertenecen a las instalaciones auxiliares. La parte superior de la cuba tiene un diámetro más pequeño para elevar la velocidad del aire en esa sección y crear con ello el efecto de lecho fluidizado. Como consecuencia de esto, en la parte superior el material se comporta como un fluido y se alcanza una distribución regular del clínker que llega del horno sobre la sección total del enfriador en aquella zona.

Puesto que en el enfriador de cuba la refrigeración se produce por choque térmico, la calidad del clínker así tratado es equivalente a la obtenida en el enfriador de parrilla.

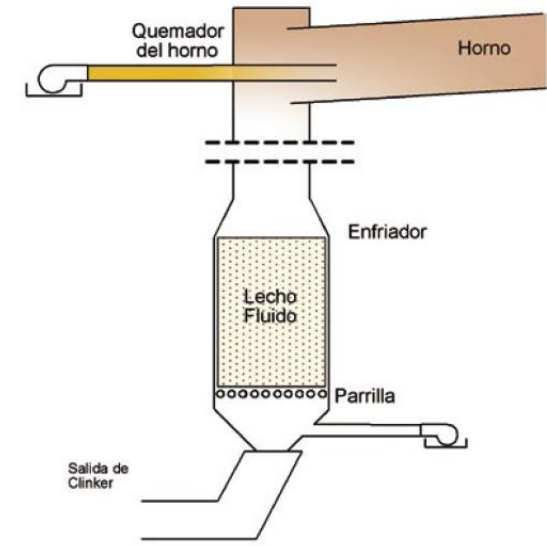


Figura 9.27. Enfriador de cuba vertical

9.10.6. Enfriador por gravedad

El enfriador por gravedad sirve únicamente de postenfriador por tratar con clínker previamente enfriado a cerca de unos 500 °C y en el cual los trozos mayores han sido ya triturados hasta el tamaño que el enfriador puede recibir.

El clínker se distribuye por medio de una cadena arrastradora y desciende por el enfriador tan sólo por la acción de la gravedad, sin entrar en contacto directo con el aire de enfriamiento. Lentamente, formando una masa compacta, el clínker va bajando por entre los tubos enfriadores, de sección lenticular y dispuestos transversalmente, por dentro de los cuales circula la corriente de aire. Este se sopla al enfriador por su parte baja y va subiendo hacia arriba a través de las sucesivas bancadas de tubos, saliendo del enfriador por el tope.

El enfriador forma parte integrante del proceso de cocción del clínker. Horno y enfriador actúan con reciprocidad y deben ajustarse uno y otro con sus respectivas formas de trabajo.

Para un rendimiento óptimo en su totalidad, el enfriador lograr mantener una temperatura elevada en el aire secundario así como conseguir una temperatura baja del clinker a la salida.

El horno debe funcionar de modo que se alcance:

- Una descarga de clinker uniforme.
- Un clinker con distribución granulométrica uniforme.
- Una temperatura constante en la zona de cocción.
- Una cocción con aire en condiciones invariables.

Prescindiendo del tipo de enfriador, es importante la medición y control de las siguientes variables para la vigilancia de su funcionamiento:

- Temperatura del clinker a la descarga del horno.
- Temperatura del aire secundario.
- Temperatura final del clinker a la salida del enfriador.

9.11. Almacenamiento del clinker

Es bastante común almacenar el clinker de cemento en pilas a cielo abierto o en edificios cubiertos, pero no completamente cerrados. La molestia del polvo va asociada al almacenado abierto y se acepta como inevitable.

Son varias las formas de construcción que se han intentado en función de la capacidad de almacenaje planeada, el subsuelo y las condiciones generales del sitio. No obstante, en cada caso es esencial tener la mayor capacidad efectiva y asegurarse de un eficiente vaciado. Debe considerarse la posibilidad de almacenar varios tipos de clinker.

Con respecto al llenado y vaciado de los silos de clinker de cemento, hay que asegurarse de que estas operaciones se cumplan de un manera uniforme y regular en la medida de lo posible, a fin de evitar una carga desigual (ladeada) sobre las paredes y las fundaciones. El material corrientemente utilizado para la manipulación (tal como los elevadores de cangilones, verticales o inclinados, transportadores de láminas articuladas, etc.) sirve para conducir el clinker a las estructuras de almacenado y para su distribución uniforme en dichas estructuras.

Además de los silos, otros varios tipos de locales cerrados, clasificables como “naves” o “hangares”, se usan para el almacenamiento de clínker de cemento, y donde lo permitan los condicionamientos ambientales, el almacenado en pilas a cielo abierto es una forma alternativa de almacenaje. En este caso, no obstante, son necesarias precauciones para evitar una excesiva formación de polvo.

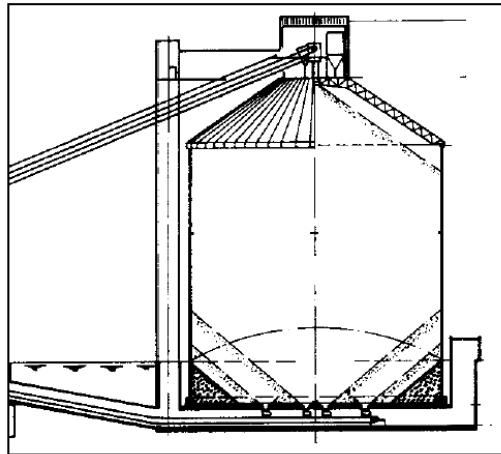


Figura 9.28. Silo de almacenaje de clínker

9.12. Molienda del cemento

El proceso de fabricación de cemento termina con la molienda conjunta de clínker, yeso y otros materiales denominados "adiciones". Los materiales utilizables que están normalizados como adiciones, son entre otros:

- Escorias de horno alto
- Humo de sílice
- Puzolanas naturales
- Cenizas volantes
- Sulfatos

Escorias de horno alto

La arena de escorias, es un material hidráulico latente, es decir, que necesita de un activador para su endurecimiento hidráulico. En la práctica, se utilizan como activadores hidróxido cálcico (cal hidratada del clínker de cemento Portland) y sulfatos (yeso, anhidrita). Sólo son hidráulicamente activas de forma latente las escorias de

horno alto granuladas y vítreas rápidamente enfriadas, pero no las aterronadas y cristalinas, enfriadas lentamente. Las propiedades hidráulicas de las escorias están determinadas por su composición química y por su contenido de fase vítrea, debiendo estar el contenido de vidrio por encima de 90 %.

Los límites de la composición química de las escorias granuladas de horno alto utilizadas en la fabricación de cemento (en % en masa) se recogen en la tabla 9.3.

Tabla 9.3. Intervalos permitidos de las excorias granuladas para diferentes componentes

Óxido	Contenido
SiO ₂	28-38
Al ₂ O ₃	9 - 18
FeO	0-2
MnO	0-2
CaO	35-48
MgO	2-10
S	1-3
Na ₂ O	0-2

Humo de sílice

Se origina por la reducción de cuarzo de elevada pureza con carbón en hornos de arco eléctrico para la producción de silicio y aleaciones de ferrosilíceo, y consiste en partículas esféricas muy finas conteniendo al menos el 85 % en masa de dióxido de sílice amorfa.

Puzolanas naturales

Las puzolanas (y principalmente las naturales) son materiales que reaccionan con el hidróxido cálcico a temperaturas ordinarias dando como resultado productos capaces de desarrollar resistencias (endurecimiento hidráulico).

Las puzolanas más comúnmente empleadas son las tobas volcánicas, además de los residuos de la calcinación de esquistos bituminosos. En otros países también se utilizan como puzolanas, a parte de las rocas volcánicas idóneas, rocas silíceas sedimentarias y, en primer lugar, el Kieselgur (una tierra porosa formada por restos de caparzones o esqueletos silíceos de organismos unicelulares).

La condición esencial para la buena calidad de las puzolanas es que contengan SiO_2 y Al_2O_3 en gran proporción y en la forma más reactiva posible, a fin de que puedan combinarse con la cal $\text{Ca}(\text{OH})_2$.

Cenizas volantes

Las cenizas volantes se obtienen por precipitación en las instalaciones para la captación del polvo de los gases de hornos o calderas que queman carbón pulverizado, y en particular en las de las centrales termoeléctricas. Constan principalmente de partículas vítreas procedentes de materiales fundidos, en cuya composición predominan SiO_2 , Al_2O_3 y Fe_2O_3 . Estos vidrios son activados por el hidróxido cálcico y experimentan un endurecimiento hidráulico, por lo que la proporción de los mismos en las cenizas debe ser lo más alta posible. Por el contrario, las partículas de carbón sin quemar o incompletamente quemadas, deben reducirse al mínimo, ya que son perjudiciales para las propiedades del cemento y particularmente para las que afectan a la resistencia y la estabilidad del hormigón.

Sulfatos

En la molienda del cemento se añade siempre al clinker un sulfato (yeso o una mezcla de yeso y anhidrita II), a fin de regular el tiempo de fraguado, retardándolo adecuadamente. El retraso del fraguado es producido por una reacción del sulfato con el aluminato tricálcico que, en otro caso, fraguaría muy deprisa, de manera que cuanto mayor es el contenido de aluminato tricálcico mayor es la cantidad de yeso necesaria. Sin embargo, cantidades demasiado altas de sulfato en el cemento pueden dar lugar a fenómenos de expansión de éste. Las impurezas naturales de la piedra natural de yeso (por ejemplo, arcilla, calcita) no merman la calidad del cemento.

En función de la composición, la resistencia y otras características adicionales, el cemento es clasificado en distintos tipos. Estos componentes, en general, se añaden cuando se desea producir alguno de los tipos de cementos especiales, pero en la planta que se está diseñando no serán precisos.

El clinker salido de los hornos se deja en reposo durante unos días. Luego se procede a su molienda tras la adición de piedra de yeso para reducirlo a cemento, en cuya operación, el yeso cumple con la misión de retardador del fraguado. Para la

molturación del cemento se emplean los molinos tubulares o combinados. El clinker y el yeso se llevan al molino bajo una granulometría de 0 a 25 mm, mediante adecuados aparatos alimentadores. Los trozos de tamaño superior deben ser reducidos por trituración.

Para la molienda del cemento existen varios tipos de molinos:

9.12.1. Molinos combinados

Este molino es semejante al molino para crudo por su construcción. Se construyen molinos desde 1.20 a 4.40 m de diámetro y de hasta 16 m de longitud. El material a moler debe ser introducido en el molino en estado seco y el molino debe estar bien ventilado, con lo que se eliminan los inconvenientes procedentes de la humedad atmosférica. Existen varios tipos.

- *Molino combinado de tres cámaras*

El material a moler debe refinarse en una sola pasada a través del molino.

- *Molino combinado con elevadores y separador centrífugo*

El material a moler pasa a través de las dos primeras cámaras del molino combinado de triple cámara. Después es recogido con el elevador y llevado a un separador que pone a parte el cemento suficientemente fino. Los granos gruesos o arenillas son conducidos a la tercera cámara, donde son molidos de nuevo y de donde son evacuados para juntarlos a los productos molidos que salen de las dos primeras cámaras y volver con ellos al separador que elige y separa los elementos finos.

9.12.2. Molinos tubulares con separadores por centrifugación y elevador en circuito cerrado

Se emplean combinaciones de molinos combinados o tubulares con separadores centrífugos y elevadores en circuito cerrado. Existen varios tipos.

- *Molino de trituración previa con refino tubular a continuación con elevador de noria y separador centrífugo*

El material a moler se admite en el molino de preparación o trituración previa y luego de éste pasa al refino. El producto molido pasa entonces al elevador y al

separador. Las arenillas o fracciones gruesas separadas son devueltas al refinado para nueva molturación. El refinado recibe, por consiguiente, una mezcla de materiales, uno procedente del molino preparador y otro procedente del separador. El separador clasifica y deja aparte el cemento fino.

- *Molino tubular en circuito cerrado con elevador y separador*

El material a moler se introduce en el molino por un extremo y sale por el otro, donde es recogido por el elevador y subido hasta el separador; luego es conducido de nuevo al molino para nueva molturación. El separador deja salir el cemento fino ya despojado de fracciones gruesas.

9.13. Almacenamiento del cemento

El cemento es una sustancia particularmente sensible a la acción del agua y de la humedad, por lo que para salvaguardar sus propiedades, se deben tener algunas precauciones muy importantes como que inmediatamente después de que el cemento se reciba en el área de las obras, si es cemento a granel, deberá almacenarse en depósitos secos llamados silos, diseñados a prueba de agua, adecuadamente ventilados y con instalaciones apropiadas para evitar la absorción de humedad.

Si es cemento está en sacos, deberá almacenarse sobre parrillas de madera o piso de tablas. No se apilará en hileras superpuestas de más de 14 sacos de altura para almacenamiento de 30 días, ni de más de 7 sacos de altura para almacenamientos hasta de 2 meses. Para evitar que el cemento envejezca indebidamente, después de llegar al área de las obras, el contratista deberá utilizarlo en la misma secuencia cronológica de su llegada. No se utilizará ninguna bolsa de cemento que tenga más de dos meses de almacenamiento en el área de las obras, salvo que nuevos ensayos demuestren que está en condiciones satisfactorias.

A pesar de todo el cuidado deseable aportado para la buena repartición del clínker, del yeso y otros constituyentes tales como las escorias, se producen inevitablemente variaciones en la composición final que deben ser niveladas para entregar un cemento de calidad irreprochable.

Los grandes silos actualmente usados para el almacenado de cemento no presentan problemas en lo que a su llenado se refiere. En cambio, el problema del vaciado libre presenta muchas más dificultades. Los silos de cemento modernos van invariablemente equipados con sistemas de elevación neumática y asimismo con sistemas neumáticos de descarga con sus aparatos para la regulación del caudal. Un principio común entre todos los sistemas de vaciado neumático consiste en la aireación parcial del suelo o fondo. El objetivo de la operación consiste en introducir tan sólo la cantidad de aire comprimido que sea necesaria para descargar el cemento del silo, manteniendo el consumo de energía lo más bajo posible.

La capacidad de las instalaciones depende de las condiciones de salida del producto acabado y por lo tanto deberá ser mayor que la de las instalaciones previstas para las materias primas.

9.14. Ensacado y carga del cemento

El ensacado y la carga del cemento en los medios de transporte dependen de las posibilidades de su expedición por ferrocarril, camiones o barcos, y corresponde a la fábrica evaluar los procedimientos más favorables, “en sacos” o “a granel”.

Ya se cargue de una manera o de otra, es preciso cuidar de que la operación se verifique sin desprendimiento de polvo y previniendo en la instalación un sistema de filtración ampliamente calculado.

La carga exige que la manipulación de los sacos se haga con cuidado. No deben sufrir ningún choque ya que cada saco roto es una pérdida de cemento y una elevación del precio de coste. Antiguamente se utilizaban los sacos de yute, pero en la actualidad se emplean los sacos de papel que se llenan con máquinas ensacadoras de una o varias bocas dispuestas en fila, o en máquinas rotatorias.

Las ensacadoras de tipo lineal comprenden una fila de tres o cuatro boquillas de llenado. El nivel de cemento en la tolva de alimentación situada por encima de la máquina debe mantenerse tan constante como sea posible. La disposición más favorable para la instalación de la máquina ensacadora es la siguiente:

- Elevador de cangilones
- Tamiz vibratorio para retener las partículas gruesas
- Tolva de almacenado con indicadores de los niveles máximo y mínimo
- Válvulas rotativas controladas por el nivel del material sobre la máquina de ensacado
- Tolva de ensacado
- Máquina ensacadora
- Tolva para el cemento recuperado, vertido durante la operación de llenado de los sacos, el cual regresa al circuito

En la actualidad, estas máquinas ensacadoras únicamente son usadas para capacidades de llenado de hasta 80 T/h. Por encima de las 120 T/h, la máquina más usada es la ensacadora rotativa.

A diferencia de las ensacadoras en línea, en las cuales las boquillas de llenado están montadas estacionariamente, lado a lado exigiendo que el maquinista se mueva, en las ensacadoras rotativas lo que se mueven son las boquillas, situándose, una a una, en una posición frente al maquinista. En ellas la manipulación de los sacos puede ser manual o automática.

Los productos cargados en sacos se expiden en cargamentos, bien sea formados por sacos uno a uno tal como salen de las ensacadoras o bien formando unidades de carga paletizadas, es decir, cada una de ellas consistente en un cierto número de sacos apilados y sujetos sobre un estrado (palet). La paletización puede efectuarse directamente sobre la propia plataforma del vehículo que los ha de transportar, o indirectamente, con almacenado intermedio. La carga de sacos con almacenado intermedio varía según el método de soporte y de seguridad de las unidades de carga.

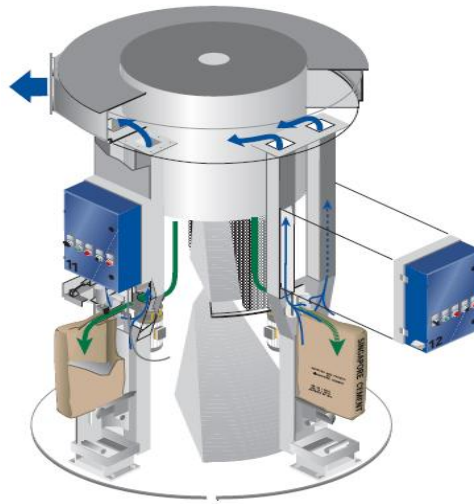


Figura 9.29. Ensacadora rotativa

En la carga a granel el cemento se conduce mediante vises transportadores, aerodeslizadores o aparatos neumáticos a los vagones o camiones situados sobre plataformas-báscula, y cuando se ha alcanzado el peso deseado, el chorro de cemento se interrumpe automáticamente.

El principal componente de un sistema de carga a granel es el grupo de carga, (comprendiendo la envoltura interior, con puertas para la extracción de polvo), la manguera de carga de doble fuelle (alternativamente se puede emplear un tubo telescópico de acero), la tobera de punta cónica (para su entrada en la boca de carga del vehículo-tanque de transporte granel formando un cierre hermético al polvo) y el indicador del nivel de llenado.

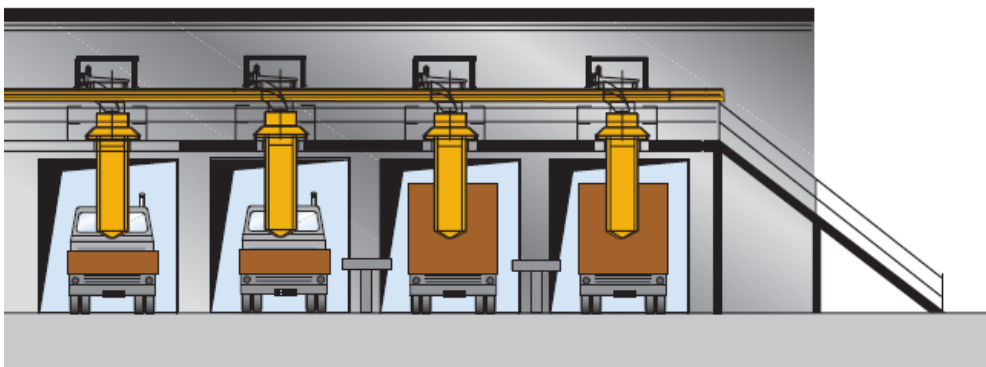


Figura 9.30. Carga a granel de cemento

9.15. Desempolvaduras

En la industria del cemento, tanto el producto final como los intermedios son pulverulentos. La producción de polvo es la inevitable secuela que acompaña al proceso de desmenuzamiento y de la manipulación tecnológica de los componentes materiales, indispensables para la producción del cemento Portland.

En todas las secciones de la fabricación del cemento se produce polvo. Su desprendimiento constituye una plaga para el personal y para todo cuanto rodea una fábrica de cemento. Ese desprendimiento de polvo origina pérdidas de material no despreciables. Por tales razones, todos los focos de producción de polvo tienen que encerrarse en adecuadas cámaras de captación. Aplicando una aspiración al aire, a los gases de las máquinas y aparatos o a los conductos por donde tales gases circulan, se crea en ellos una depresión que impide que el polvo tienda a salir al exterior. Los tubos de la captación son de tales dimensiones que la velocidad del aire en ellos es de unos 13 m/s en los que llevan fuerte inclinación y de unos 20 m/s en los trayectos horizontales.

Las trituradoras de material grueso operan generalmente sobre material que aún lleva la humedad de la cantera y naturalmente no necesitan ninguna captación de polvo. Sin embargo, en casos especiales, cuando hay que trabajar con materias secas, las trituradoras, sean de mandíbulas, de cono, de cilindros, etc., tienen que llevar una aspiración que arrastre el aire cargado de polvo desde la tolva colectora situada debajo de la trituradora. En máquinas encerradas en cajas o envoltentes como las trituradoras de martillos y los molinos de martillos, el tubo de la captación puede conectarse directamente a dicha caja o envoltente.

Los aparatos de transporte requieren igualmente instalaciones de captación de polvo que aspiren el aire y después de haberlo despojarlo del polvo, lo conduzcan al exterior.

Los gases de escape de los secadores y de los hornos arrastran consigo una gran cantidad no despreciable de polvo. La captación del mismo, tratándose de gases que suelen estar bastante calientes, requiere instalaciones especiales.

En todas estas instalaciones es preciso cuidar que no haya ninguna entrada de aire, puesto que todo aire infiltrado rebaja el rendimiento. En la explotación de una fábrica de cemento se producen las siguientes clases de polvo:

- 1) Polvo de materias primas, es decir, polvo de caliza, marga calcárea, arcilla, minerales de hierro, escorias, etc.
- 2) Polvo de crudo.
- 3) Polvo de carbón.
- 4) Polvo de los gases residuales de la sección de secado de materias primas.
- 5) Polvo de los gases residuales de los hornos de clínker (polvo de los hornos para cemento).
- 6) Polvo de clínker.
- 7) Polvo de yeso.
- 8) Polvo de cemento.

Excepto el polvo de cemento, los otros tipos citados tienen la misma composición que la de los materiales de que proceden.

En la fabricación de cemento Portland, el factor más importante de emisión son las partículas sólidas, a las que generalmente se las califica de polvo. Para su separación, la industria del cemento utiliza los siguientes tipos de desempolvadores de tipo mecánico: ante todo, los ciclones para desempolvadura y, en menor escala, las cámaras de polvo además de los filtros de tejidos, los desempolvadores por capas de gravilla y, finalmente, los filtros electrostáticos.

Para estar en consonancia con las normas relativas a las emisiones, a veces es menester combinar los distintos tipos de desempolvadores, según la concentración y la temperatura de las partículas emitidas.

9.15.1. Cámaras de sedimentación de polvo

Para la predepuración de gases de elevado contenido de polvo, siempre serán de gran interés las cámaras de sedimentación. El modo de operar de estas cámaras se basa en el principio de la disminución de la velocidad en la vena gaseosa, lo que da lugar a la sedimentación del polvo por acción de la gravedad. Son los dispositivos más baratos debido a la sencillez de su construcción, pero también los desempolvadores de rendimiento más bajo, que varía entre el 30-70 %. En las cámaras de sedimentación, la velocidad de los gases no debe sobrepasar 0.5 m/seg. La pérdida de carga está en el intervalo de 5-25 mm de agua.

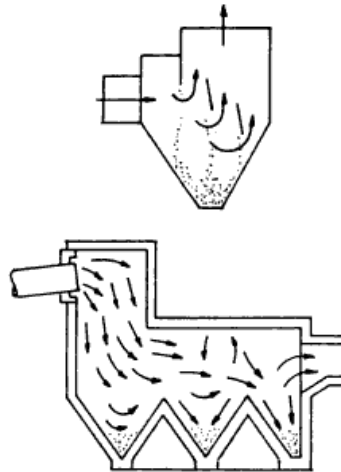


Figura 9.31. Cámaras de sedimentación de polvo.

9.15.2. Ciclones

Un ciclón consta principalmente de dos partes, una cilíndrica y la otra cónica. El gas entra por la parte alta del cuerpo cilíndrico de manera tangencial y se mueve en espiral a lo largo de la pared hacia abajo, casi hasta la parte inferior del cono (torbellino exterior). Desde aquí comienza a ocupar el espacio interno del ciclón en donde se mueve hacia arriba y también en espiral (torbellino interior). La fuerza centrífuga hace que las partículas de polvo del gas se depositen sobre la pared del ciclón y tanto por la acción de la gravedad como por la del torbellino exterior, se desplazan hacia abajo. La mayor parte de las partículas caen en un colector de donde se extraen mediante una esclusa de sectores por un tornillo sin fin. El torbellino gaseoso que sube es el gas depurado que, sin embargo, todavía contiene cierta cantidad de finas partículas sólidas.

El rendimiento de un ciclón es inversamente proporcional a su diámetro. Los ciclones con 225, 400, 600 y 3150 mm tienen rendimientos de 96.7, 92.6, 88.2 y 57.5%.

En la industria del cemento los ciclones separadores se utilizan para desempolvar los gases de hornos rotatorios, enfriadores de clínker, trituradores, secaderos, molinos, dispositivos de transporte, etc.

La pérdida de carga de los ciclones está entre los 30-165 mm de la columna de agua y depende de la temperatura del gas, del tamaño del ciclón y la velocidad de entrada del gas.

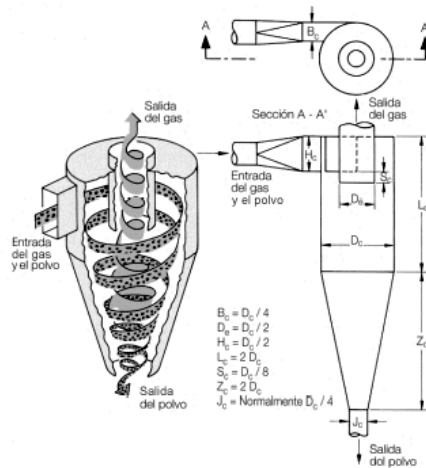


Figura 9.32. Esquema de un ciclón.

9.15.3. Multiciclones

La experiencia cotidiana ha mostrado que el diámetro del ciclón que trabaja con mejor rendimiento está situado en el intervalo de 150 y 300 mm. Sin embargo, el caudal de estos ciclones es muy pequeño. Para volúmenes superiores se reúnen muchos ciclones de pequeño diámetro formando un grupo, a los que generalmente se les llama multiciclones. Estos son estructuras cerradas, dispuestas en escalones para distribuir la vena gaseosa en paralelo, con una toma de gases común y una cámara de descarga de polvo.

El rendimiento de los multiciclones está entre 85-94 %, con una caída de presión de 130-180 mm columna de agua. Un inconveniente de los multiciclones es el eventual taponamiento de sus pequeños tubos.

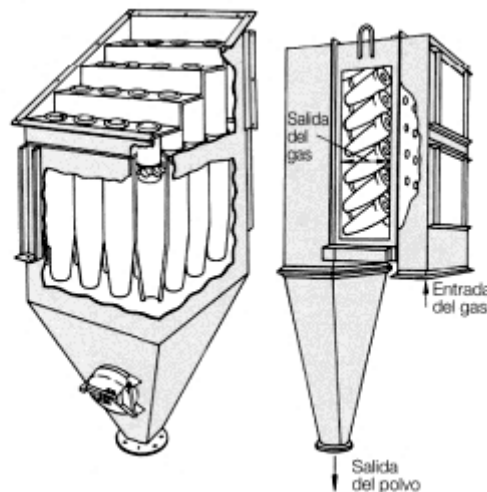


Figura 9.33. Desempolvadores multiciclones

9.15.4. Filtros de tejido

Los filtros de tejido son filtros de mangas, es decir, mangas con un diámetro aproximadamente de 300 mm y una longitud de hasta 10 m. Las mangas están fabricadas con tejido de fibras naturales o sintéticas. Pueden retener partículas inferiores a 1 μm y, por ello, obtener rendimientos del 99.95 %. Según el material del tejido, estos filtros pueden trabajar con gases a temperaturas incluso de 285 °C.

Los gases con polvo pasan a través del tejido (medio poroso) y depositan partículas en sus huecos. Cuando éstos se han llenado, comienza a formarse una capa de polvo que constituye la parte más importante de la acción filtrante. Si la capa es demasiado gruesa, la pérdida de carga comienza a subir, lo que exige su limpieza. Según las propiedades del polvo y del tipo de tejido, se suelen emplear cuatro métodos de limpieza: oscilación de las mangas, inyección de aire en sentido inverso al de la separación de polvo, presión pulsátil y limpieza con ondas sonoras.

Filtros de tejido de vidrio

Son los tejidos más utilizados. Para depurar los gases residuales del horno y del aire caliente de los enfriadores, se instalan desempolvadores de gran volumen, dotados con mangas de filtro fabricadas con fibras de vidrio tratadas con silicona. Estos desempolvadores de gran tamaño, contienen desde 500 a 2500 mangas de

tejido de vidrio de 10 m de longitud y 300 mm de diámetro. La carcasa de los filtros de vidrio está dividida en cámaras de igual tamaño provista cada una de una válvula de cierre para la vena de los gases, así como de acceso del aire de limpieza de las mangas. Para su limpieza se acostumbra a utilizar una combinación de aire y ondas sonoras. Los filtros de tejido de vidrio retienen, en la mayoría de los casos, del 99.90-99.96 % del polvo introducido en el tramo granulométrico del 10 % para tamaño menor que 10 μm y 90 % para diámetro menor de 5 μm .

9.15.5. Filtros de lechos de gravillas

Consiste en una combinación de separador ciclónico y de lecho de cantos. Estos filtros pueden trabajar en combinación con predepuradores de polvo.

Los filtros de lechos intrincados de gravilla responden al sistema de varias cámaras y constan de 8 a 20 unidades con diámetros de 1300 a 2800 mm. El gas bruto es llevado al filtro a lo largo del canal colector común donde ya se produce cierta sedimentación de polvo, la correspondiente a las partículas más gruesas. Después, entra en un predepositor de tipo ciclónico en el que se deposita el polvo grueso, conducido todavía por el gas, y se vacía mediante el órgano de extracción. El gas predepurado sube al recinto de filtración y pasa de abajo a arriba a través del lecho de gravillas en donde abandona el polvo residual, que se deposita en los huecos existentes del lecho. Dos lechos de gravillas conectados en paralelo uno encima del otro pueden soportar grandes caudales.

El rendimiento llega hasta el 99.9 %. Pueden acomodarse materiales más finos o más gruesos mediante variación de los tamaños de las grancillas del lecho. La pérdida de presión está situada, como media, en los 150 mm columna de agua.

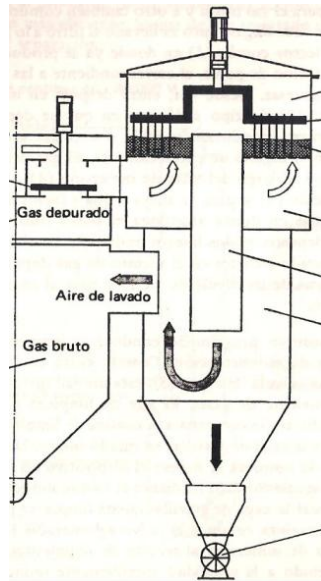


Figura 9.34. Filtro de lechos de gravillas

9.15.6. Filtros electrostáticos

El principio de la sedimentación de polvo con filtros electrostáticos (también llamada limpieza eléctrica del polvo) se basa en aprovechar el efecto de ionización de los gases en un campo eléctrico intenso formando entre los electrodos emisores (descarga por efecto corona, negativos y los electrodos de precipitación positivos). Si la tensión eléctrica entre ambos electrodos es lo suficientemente alta (de 48000-80000 voltios), el electrodo emisor comienza a emitir electrones y, con ello, se logra que las moléculas del gas que rodean el electrodo queden cargadas en forma de iones positivos y negativos. Bajo la influencia de la intensidad del campo, los iones negativos se desplazan hacia los electrodos positivos conectados a tierra. Si el gas contiene polvo, entonces los iones negativos ceden su carga a las partículas de polvo, las cuales se desplazan hacia el electrodo positivo, se depositan allí y quedan neutralizadas. Por percusión se suelta el polvo acumulado sobre los electrodos y cae en la cámara colectora. Sin embargo una pequeña parte resulta cargada positivamente y se deposita sobre los electrodos emisores, y por ello se les ha de limpiar también por percusión.

Dependientemente del estado del gas, de su temperatura y del tipo de polvo, ocurre que la fuerza de atracción del electrodo de sedimentación se debilita y el rendimiento del electrofiltro falla. En este aspecto, es decisiva la conductividad eléctrica del polvo que debe hallarse entre la de un conductor eléctrico (metal) y la de

un buen aislador eléctrico (porcelana). Para determinar esta propiedad se utiliza la resistencia eléctrica. La mayoría de los polvos que se originan en la fábrica de cemento están dentro de los límites permisibles (entre 10^4 y 10^{11} Ω/cm). El polvo con resistencia eléctrica baja, pierde rápidamente su carga eléctrica en el electrodo de sedimentación, resbala después de la pérdida de su polaridad y se incorpora de nuevo a la corriente de gases.

Con temperatura creciente aumenta la resistencia eléctrica del polvo, pero con el inconveniente de que si alcanza el valor de 10^{14} Ω/cm , tal polvo se pega en el electrodo de sedimentación. En este caso se forman en el electrodo de sedimentación puntos emisores a través de los que se produce ionización inversa. Para obviarlos, se han creado medios de ayuda tales como la humectación de los gases, con lo que se eleva la conductividad de las partículas de polvo. Esto requiere la instalación de torres de inyección de agua o de enfriadores por evaporación.

Todas las dificultades de las propiedades variables del polvo y de los gases contribuyen a que en un electrofiltro en marcha ininterrumpida, sólo con un gran despliegue de medios, se pueden cubrir los altos requerimientos que se han impuesto a la industria del cemento en cuanto a la conservación de la limpieza del aire ambiente. Sin embargo, si se compara el filtro electrostático con otros desempolvadores, se comprueba que éste trabaja en condiciones muy favorables, pues su pérdida de carga es de 15-20 mm columna de agua.

También es muy bajo el consumo específico de energía del electrofiltro, que varía de 0.2-0.3 kWh/1000 m^3 de gas o alrededor de 0.65 kWh/t de clínker. En condiciones favorables se consiguen grados de sedimentación del 99.75 %.

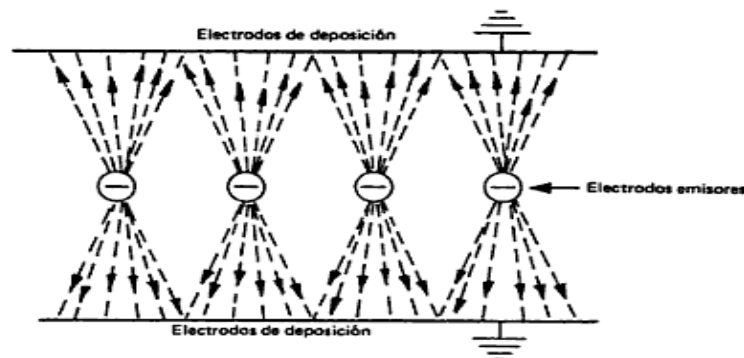


Figura 9.35. Esquema del funcionamiento de un filtro electrostático

9.16. Descripción de los transportes internos

9.16.1. Cintas transportadoras

Los sistemas de cintas transportadoras se emplean cuando los materiales deben ser desplazados en cantidades relativamente grandes entre posiciones específicas de una ruta fija. La mayoría de estos sistemas son impulsados mecánicamente; algunos emplean la gravedad para trasladar la carga entre puntos de diferente altura. Estos sistemas comparten los siguientes atributos:

- Son generalmente mecanizados y a veces automatizados.
- Ocupan posiciones fijas, estableciendo las rutas.
- Pueden estar montados sobre el suelo o suspendidos del techo.
- Casi siempre están limitados a un flujo unidireccional de materiales.
- Generalmente mueven cargas discretas, aunque algunos están preparados para cargas voluminosas o continuas.
- Pueden emplearse sólo para transporte o para transporte más almacenamiento automático de elementos.

Una característica común a las cintas transportadoras es que el mecanismo de avance está construido sobre el mismo camino de la cinta. Los elementos transportadores individuales (si se usan carritos u otros receptáculos) no son impulsados individualmente.

Los diferentes tipos de cintas transportadoras que existen con aplicación industrial son:

9.16.1.1. Cintas con rodillos

Es una forma muy común de cinta. El camino consiste en una serie de tubos (rodillos) perpendiculares a la dirección de avance, como se ilustra en la figura 9.36. Los rodillos están contenidos en un armazón fijo que eleva la cinta del suelo desde varios decímetros a algo más de un metro. Los pallets planos o bandejas portando la carga unitaria son desplazados a medida que giran los rodillos. Las cintas con rodillos pueden ser impulsadas mecánicamente o gravitatorias. Los sistemas de tipo gravitatorio se disponen de tal modo que el camino desciende una pendiente suficiente para superar la fricción de los rodillos. Las cintas con rodillos pueden ser usadas para

el reparto de cargas durante las operaciones de procesado, el reparto hacia y desde el lugar de almacenamiento y aplicaciones de distribución. Los sistemas de cintas automatizados son también útiles para operaciones de clasificación y combinado.



Figura 9.36. Cinta con rodillos.

9.16.1.2. Cintas con ruedas

Operativamente son similares a los rodillos. Sin embargo en lugar de rodillos, pequeñas ruedas como las de los “patines” montadas sobre ejes rotatorios conectados al armazón se emplean para desplazar el pallet, bandeja, u otro contenedor a lo largo de la ruta. Las aplicaciones de este tipo de cintas son similares a las de los rodillos, excepto que las cargas deben ser en general más ligeras al estar los contactos entre carga y cinta mucho más concentrados.

9.16.1.3. Cintas planas

Este tipo está disponible en dos formatos comunes: cintas *planas* para pallets, piezas o incluso ciertos tipos de materiales en masa; y cintas *huecas* para materiales en masa. Los materiales se sitúan en la superficie de la cinta y viajan a lo largo del recorrido de la misma. La cinta forma un lazo continuo de manera que una mitad de su longitud puede emplearse para el reparto del material y la otra mitad para el retorno (generalmente vacío). La cinta se soporta con un armazón con rodillos u otros soportes espaciados entre sí varios decímetros. A cada extremo de la cinta están los rodillos motores (“poleas”) que impulsan la cinta.



Figura 9.37. Cinta hueca

9.16.1.4. Cintas con cadenas

Están formadas por lazos de cadena sin fin en una configuración arriba-abajo alrededor de ruedas dentadas motorizadas, en los extremos del camino. Puede haber una o más cadenas operando en paralelo para formar la cinta. Las cadenas viajan a lo largo de canales que proporcionan soporte para las secciones flexibles de la cadena, o bien las cadenas se desplazan por el canal o usan rodillos para montarse al canal. Las cargas generalmente se montan sobre las cadenas.

9.16.1.5. Cintas con listones

Este sistema emplea plataformas individuales, llamadas listones o tablillas, conectadas a una cadena continua en movimiento. Aunque el mecanismo impulsor es la cadena, funciona en gran medida como una cinta plana. Las cargas se sitúan sobre la superficie plana de las tablillas y se desplazan con ellas. Los caminos son generalmente en línea recta, pero al ser movidas por cadenas y la posibilidad de introducir curvas en el camino mediante ruedas dentadas, las cintas con listones pueden tener giros en su lazo continuo.

9.16.1.6. Cintas aéreas de carros

Cuando se habla de movimiento del material, un carro es un soporte con ruedas moviéndose en un raíl elevado del que puede colgar la carga. Una cinta con carritos es una serie de múltiples carros igualmente espaciados a lo largo de los raíles mediante una cadena sin fin o cable. La cadena o cable está unida a una rueda que proporciona energía al sistema. El camino está determinado por el sistema de raíles;

tiene giros y cambios en elevación formando un lazo sin fin. En los carros se suspenden ganchos, cestas u otros receptáculos para la carga. Los sistemas de carros aéreos se emplean a menudo en fábricas para mover piezas y conjuntos de ensamblaje entre los principales departamentos de producción. Pueden emplearse tanto para reparto como para almacenamiento.

9.16.2. Elevadores de cangilones

Existen cinco tipos de elevadores de cangilones:

9.16.2.1. Cangilones montados sobre banda o cadena con descarga centrífuga

La descarga de los cangilones de los elevadores a grandes velocidades de movimiento se efectúa derramando o lanzando la carga en el punto superior del elevador, bajo la acción de la fuerza centrífuga.

Los cangilones están montados, distanciados entre sí a intervalos regulares, sobre ramales sencillos o dobles de cadena, o sobre banda de goma.

El llenado de los cangilones se efectúa directamente, después de pasar estos bajo las ruedas o tambor de la caja tensora inferior. La descarga se realiza por proyección del material, originada por la fuerza centrífuga, como consecuencia de la elevada velocidad de los cangilones.

El diámetro de las ruedas o tambor de la cabeza motriz, la posición de la boquilla de evacuación y la velocidad, son factores importantes para conseguir una correcta descarga del material.

Este tipo de elevadores se utiliza generalmente para manipular materiales de grano fino, que no requieren un especial cuidado y se desprenden fácilmente de los cangilones.

9.16.2.2. Cangilones montados sobre cadena con descarga positiva

A velocidades menores, cuando el lanzamiento de la carga no tiene lugar, la descarga de los cangilones se efectúa derramando el material al recorrer éstos el piñón de la cadena superior. En este caso, es necesario desviar el ramal libre del elevador para que sea posible la colocación de una artesa receptora debajo de la carga o hacer el elevador inclinado.

Los cangilones están montados muy próximos entre sí, sobre ramales dobles de cadena.

El llenado de los cangilones se efectúa generalmente dragando o directamente, después de pasar éstos bajo las ruedas de la caja tensora inferior.

Debido a la reducida velocidad de la cadena, la descarga se realiza vaciándose los cangilones por gravedad a su paso sobre las ruedas motrices, facilitada por la inversión forzada que provocan las ruedas ceñidoras.

Estos elevadores son apropiados para manipular materiales pulverulentos, ligeros y frágiles, o para aquellos otros de naturaleza pegajosa que fluyen con dificultad.

9.16.2.3. Cangilones de escama montados sobre banda o cadena

Si es necesario efectuar la descarga derramando el material desde el elevador vertical sin inclinar los cangilones, pueden emplearse los cangilones de escama, cuya pared anterior sirve de canalón para la descarga que se derrama desde el sucediente cangilón. Este tipo de descarga se aplica en los elevadores de marcha lenta, a una velocidad de movimiento no mayor de 0.8 m/s.

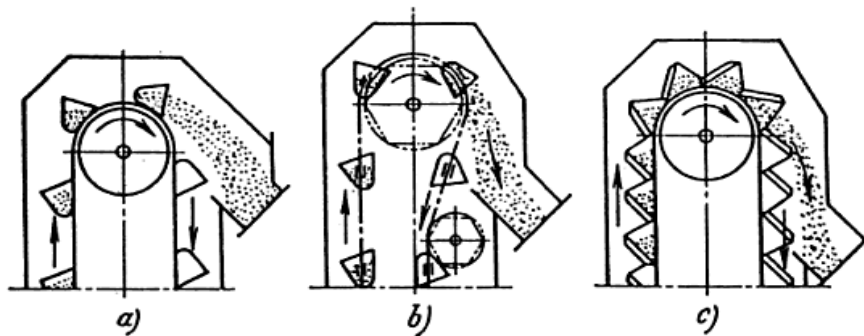


Figura 9.38. Descarga de un elevador de cangilones: a) por lanzamientos; b) por derrame; c) por derrame a cangilón de escama

9.16.2.4. Cangilones montados sobre cadena con descarga lateral

Los cangilones están montados, distanciados entre sí a intervalos regulares, sobre ramales dobles de cadena.

El llenado de los cangilones se efectúa generalmente dragando o directamente, después de pasar éstos bajo las ruedas de la caja tensora inferior.

Debido a la reducida velocidad de la cadena y a la especial disposición de los cangilones, la descarga se realiza hacia el interior del elevador, vaciándose éstos por gravedad al quedar invertidos a su paso por las ruedas motrices.

Se recomienda este tipo de levadores para un funcionamiento continuo sometido a duras exigencias y para materiales pulverulentos, frágiles, pesados o abrasivos, de muy variada granulometría.

9.16.2.5. Cangilones montados sobre banda con doble columna

Los cangilones están montados sobre banda de goma en una o varias hileras, pareados al tresbolillo y distanciados entre sí a intervalos regulares.

El llenado de los cangilones se efectúa por proyección del material, originada por la fuerza centrífuga, como consecuencia de la elevada velocidad de la banda.

El tambor motriz es de mayor diámetro que el tensor, manteniendo la estabilidad de la banda un rodillo de inflexión próximo a la caja tensora inferior.

Su estructura está formada por dos conductos, uno para el ramal ascendente y otro para el descendente.

Están especialmente indicados para importantes alturas de elevación y grandes capacidades, utilizándose para materiales de gran influencia y resistentes a la fracturación que pueden admitir elevadas velocidades.

9.16.3. Aerodeslizadores

Se utilizan para transportar material en forma de polvo o muy fino permitiéndolo elevar fácilmente y a gran velocidad, además de poder adecuarse a los separadores neumáticos.

La maquinaria transportadora se compone de un compresor destinado a la producción de aire comprimido, el transportador a presión, compuesto por las tuberías o conductos, y un filtro para separar el polvo del aire. Este transporte se efectúa

mediante recipientes que trabajan intermitentemente o por transportadores a presión continua, equipados con los correspondientes tornillos alimentadores.

En los transportadores por aire comprimido que trabajan de manera continua, el material es agitado por medio de una hélice que lo remueve y lo sitúa ante un chorro de aire comprimido, que lo pone en suspensión y lo conduce a la tubería de transporte. La reacción, es decir, la resistencia ofrecida por la tubería, es contrarrestada por el aire comprimido inyectado, de manera que no hace falta establecer cierres o juntas mecánicas.

En el sistema de transporte neumático el material a transportar se introduce en una corriente de aire mediante un dispositivo adecuado de alimentación. Las partículas de material son arrastradas a lo largo del tubo por la corriente de aire.

Según su modo de actuar, habrá que distinguir entre los sistemas de impulsión y los de aspiración. El último se prefiere cuando el transporte se efectúa a partir de varios puntos de alimentación y un solo punto de descarga, o cuando el punto de distribución debe ser móvil. Desde luego, dichas instalaciones de aspiración se restringen a distancias de transporte relativamente cortas y para bajas densidades de carga del material transportado en el seno del aire, puesto que la presión máxima del transporte es de una atmósfera.

Los sistemas de impulsión se emplean cuando haya que transportar sólidos pulverulentos a grandes distancias y con el aire a grandes densidades de carga, especialmente cuando el material se carga en un solo punto de alimentación y se envía a diversos puntos de descarga. También se usan instalaciones combinadas, en cuyo caso el material entrado por el sistema de aspiración se combina con las ventajas que presenta el sistema de impulsión. El material transportado se separa del aire, sea en un silo, sea en un ciclón separador; el aire se descarga en la atmósfera después de pasar por un filtro.

9.16.4. Otros tipos de transporte

9.16.4.1. Transportadores de rosca

También llamados de tornillo o vises transportadores, se usan para el manejo de materiales granulados o pulverizados a granel en trayectorias horizontales o suavemente inclinadas. El material es empujado a lo largo de un conducto. Debido al

movimiento relativo simultáneo del elemento transportador, sea la hélice o las aletas, se produce rozamiento contra las paredes del conducto y con la hélice, por lo que el consumo de energía es bastante elevado.

El sentido de avance del material va determinado por el sentido de rotación del eje y/o por el sentido de la hélice. Así pues, para un mismo eje en un sentido de rotación dado, es posible usar un mismo transportador en dos direcciones opuestas. En general, un transportador de rosca puede alimentarse en cualquier punto, descargando en aberturas provistas de compuertas. La capacidad de transporte de una rosca se determina en función del diámetro de la hélice, su paso, su velocidad de rotación, el grado de llenado y la naturaleza del material que se maneja. Este último parámetro es muy importante y constituye la base de una subdivisión en tres clases:

- Ligeros, no abrasivos, sueltos y fluentes, tales como harina de crudo, granos y carbón pulverizado y seco. Con estos materiales es posible trabajar a grandes velocidades y con un llenado hasta 45 %.
- Materiales de grano fino o de troceado menudo, que no fluyen libremente, tales como el carbón, la sal gruesa, etc. Para estos materiales se admite un llenado de 30 %.
- Reciamente agresivos, materiales duros que pueden contener terrones resistentes, con malas propiedades de flujo, tales como las cenizas, arena, clínker y cemento. En este caso el grado de llenado es de 15 %.

La ventaja de las roscas transportadoras reside en su compacta forma de construcción. Por ello son muy convenientes para el manejo de sustancias polvorientas, tóxicas, explosivas o malolientes, porque el conducto puede ser cerrado a los escapes de polvo o gases y resistente a presiones externas o internas. Permiten su uso como alimentadores, dosificadores, llenado de silos tolvas, mezclado, etc. Las desventajas son las grandes pérdidas energéticas por rozamiento y los pesados desgastes, con una elevada exigencia para el accionamiento.



Figura 9.39. Transportadores de rosca

9.16.4.2. Transporte neumático

En el caso de materiales en forma de arenillas o de polvo se emplea, sobre todo cuando las distancias son grandes, el transporte por aire.

El transporte de sólidos, en medio portante gaseoso generalmente aire, ha adquirido una importancia considerable en la industria. Una ventaja especial consiste en que se puede conjugar la operación del transporte con la interacción del gas y el material transportado comprendida en varios procesos fisicoquímicos. Otra de sus propiedades estriba en la simplicidad de su construcción, buena adaptabilidad, total ausencia de partes móviles en todo el trayecto del transporte, ausencia de emisión de polvo, exigencias muy modestas en su mantenimiento, resistencia a la intemperie y, lo que no es menos importante, su adaptabilidad a la marcha automatizada. Un inconveniente del transporte neumático, en general, es su gran consumo de energía y, con ciertos materiales, el desgaste por rozamiento de los conductos transportadores con el material circulante.

Hay diversos sistemas de transporte por aire, que emplean unos la aspiración o succión y otros la presión o impulsión.

- *Transporte por succión o aspiración*

En las instalaciones basadas en aspiración, se crea mediante una bomba, un enrarecimiento del aire, a través del cual el material es aspirado hacia el interior de un tubo que se sumerge en él. El material es separado de la corriente de aire mediante un

separador interpuesto en el punto deseado. El aire, a la salida del separador, necesita pasar por un limpiador o depurador antes de dejar que pase a la bomba aspiradora.

- *Transporte por aire comprimido*

El transporte por medio de aire a presión es el método más utilizado en las fábricas de cemento. La maquinaria transportadora se compone de un compresor destinado a la producción del aire comprimido, el transportador a presión compuesto por las tuberías o conductos y un filtro para separar el polvo del aire.

Los recipientes alimentadores trabajan con una o dos cámaras de presión; éstas se llenan sucesivamente una tras otra con el material a transportar, y a intervalos periódicos, son cerradas automáticamente de manera que se intercepte la entrada del material, inyectándose a continuación aire comprimido que conduce el material por las tuberías de transporte hacia el punto de destino.

El material transportado se separa del aire, sea en un silo, sea en un ciclón separador, y luego el aire se descarga en la atmósfera, después de pasar por un filtro.

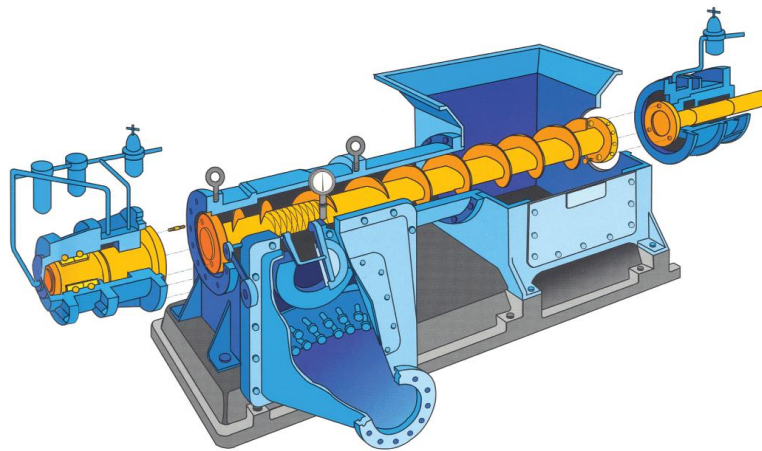


Figura 9.40. Bomba Fuller para el transporte neumático con aire comprimido.

10. Ubicación de la fábrica

En la ubicación de las fábricas cementeras se busca principalmente la cercanía a las canteras de las que extraer las materias primas necesarias para el proceso con el fin de abaratar los costes en el transporte, además de otros factores como buenas comunicaciones, demanda de la zona, desarrollo demográfico...

Como se puede observar en la figura 10.1, son numerosas las industrias localizadas en las provincias costeras catalanas debido a las grandes canteras de caliza de las que dispone el terreno. Otras zonas con numerosas plantas de este tipo son las situadas en las provincias costeras del Cantábrico, al norte de la Península Ibérica. Murcia, la Comunidad Valenciana, Andalucía, Extremadura, Madrid y Castilla la Mancha, además de las islas, también tienen sus propias cementeras.

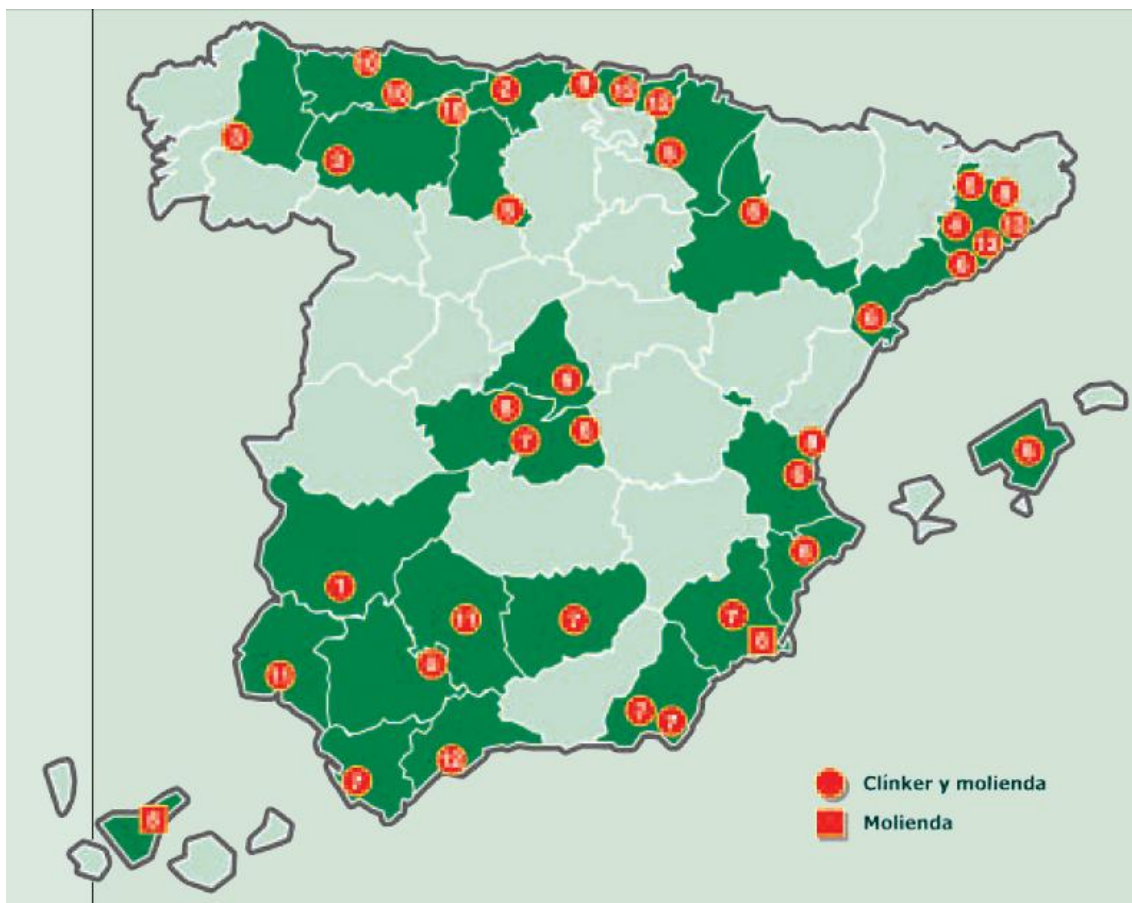


Figura 10.1. Localización de las principales fábricas de cemento en España.

La ubicación elegida para situar la planta de cemento que se está desarrollando es Villanueva del Río y Minas, situada en la provincia de Sevilla, a unos 50 kilómetros al norte de la capital y al borde del Guadalquivir en su margen derecha.

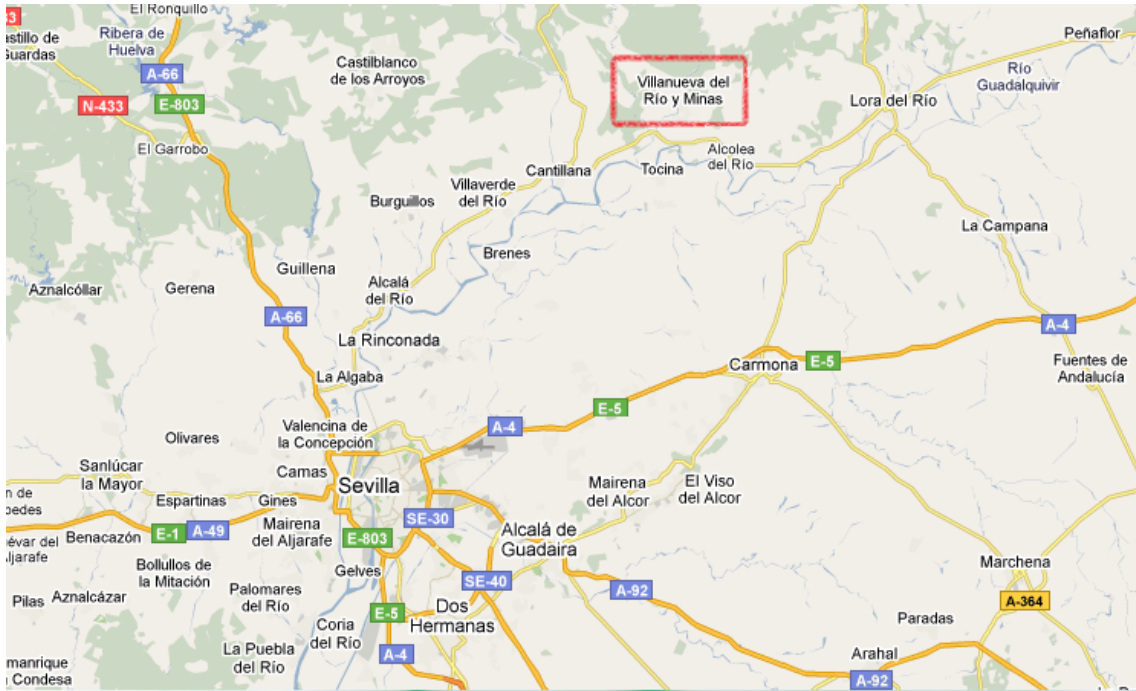


Figura 10.2 .Mapa en el que se ubica la localidad elegida para implantar la fábrica diseñada con respecto a la capital de provincia

En 1945, una vez finalizada la guerra civil española, la Confederación Hidrográfica del Guadalquivir considero necesario instalar una fábrica de cemento en Andalucía pues era imposible hacer frente a las necesidades de cemento con la industria nacional. Esta fábrica se sitúo en Villanueva del Río y Minas con una capacidad inicial de 75000 T/año que pronto se ampliaron a 175000 T/año.

En el año 1976, tras más de 20 años de funcionamiento, ante las dificultades económicas para la modernización de la fábrica y las presiones del sector privado cementero, ya muy desarrollado, fue necesario el cierre de las instalaciones. Por ello, se considera beneficioso para el nuevo proyecto ubicar la fábrica en una zona con historia cementera, que está muy próxima a una de las principales ciudades españolas y que tiene muy cerca las materias primas para su abastecimiento.

La empresa se situará en el polígono industrial “El Carbonal”, en la orilla norte del Guadalquivir. Se encuentra a 10 minutos del centro de Villanueva del Río y Minas y a 45 minutos del centro de Sevilla. Este polígono está alejado de zonas residenciales, por lo que se evitan así problemas relacionados con el ruido a la población.

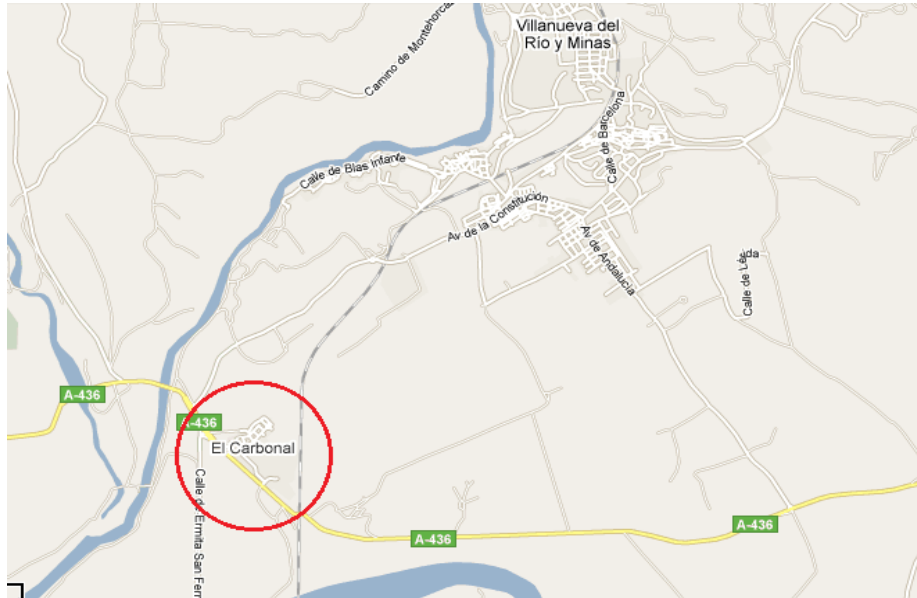


Figura 10.3. Localización del polígono industrial.

La parcela elegida abarca una superficie de 1.888 ha, lo cual, será suficiente para albergar toda la planta y para reservar una parte del terreno para una posible futura expansión de ésta.



Figura 10.4. Localización de la parcela seleccionada

Para la entrada y salida de materiales cuenta con la carretera nacional A-436 que une Sevilla con Córdoba, el ferrocarril de Los Rosales a Mérida y su cercanía a Sevilla, de la que parten diferentes autovías a las principales ciudades tanto andaluzas como de otras partes de España y Portugal (A-4 Córdoba-Sevilla-Cádiz, A-49 Sevilla-Huelva, A-92 Sevilla-Granada...).

Las materias primas se obtendrán de:

- **Caliza:** Se extrae por explotación a cielo abierto de la Cantera de Sierra Traviesa, situada a 8.5 kilómetros al noroeste de la fábrica.
- **Arcilla:** La cantera de arcilla se encuentra a 1300 metros al este de la fábrica.

Andalucía es la comunidad autónoma con un mayor consumo de cemento por habitante y aunque son numerosas las empresas cuyas fábricas se encuentran en esta comunidad, se sigue importando grandes cantidades de cemento de otros puntos de la geografía española. Con este proyecto se pretende cubrir parte de las necesidades cementeras tanto para edificaciones como para obra civil del sur peninsular.

11. Descripción del proceso

El cemento que se desea producir es uno normal, del tipo I. Las materias primas, arcilla y caliza, provienen de las canteras respectivas. El primer proceso al que son sometidas es a la trituración

11.1. Trituración de las materias primas

La caliza, después de su arranque, es transportada a la operación siguiente de machaqueo con el objetivo de producir una granulometría conveniente para su manejo en la prehomogeneización. Esta operación de machaqueo se divide en dos etapas: primaria y secundaria. En el caso de la arcilla, sólo será necesario el uso de una máquina trituradora debido a que su dureza es menor.

11.1.1. Trituración primaria de la caliza

Se trabaja con un caudal de caliza de 73.96 T/h, conteniendo ésta un 1 % de humedad.

La piedra se conduce hasta la máquina trituradora preliminar situada en la cantera mediante palas cargadoras. La máquina trituradora es una machacadora de mandíbulas, con forros dentados de tal manera que de cada tres o cuatro dientes, hay uno con altura sobredimensionada, ideal para triturar materias que llegan de la cantera en trozos grandes o de tamaño medio y muy poco húmedas (véase el apartado 9.1.1.). Los tamaños del material de entrada oscilan alrededor de 60 cm y son reducidos a diámetros comprendidos entre los 10 y 20 cm. La producción de la trituradora es de 177 T/h y su potencia es de 192.83 CV. Las placas para la trituración forman un ángulo de 20° y llevan un ritmo de 161.88 vueltas por minuto en el eje de transmisión.

11.1.2. Trituradora secundaria de caliza

Una vez finalizada esta etapa, se lleva la caliza a través de una cinta transportadora a una nueva trituración secundaria, donde se consigue una nueva reducción de tamaño, hasta aproximadamente 1 cm de diámetro. Para ello se emplea una trituradora giratoria tipo Symons (véase el apartado 9.1.2.). El desmenuzamiento se realiza entre un anillo de trituración estacionario cónico y otro cono triturador que

realiza un movimiento circular alrededor de un eje vertical apoyado por la parte inferior del cono rotatorio y dispuesto excéntricamente al cono estacionario. El ángulo del pico del cono rotatorio es de 41° y el diámetro de su base de 1.76 m. Lleva una velocidad de rotación de 389.87 rpm. La apertura por la que sale el material triturado tiene un diámetro de 5 cm y la potencia de la trituradora es de 92.22 CV. La caliza triturada se transporta mediante una cinta transportadora hasta el almacén de caliza donde se realiza la homogeneización.

11.1.3. Trituración de la arcilla

La arcilla, por otro lado, realiza su desmenuzamiento en una trituradora de rodillos de dos etapas, que son usadas principalmente para la trituración de materiales húmedos y pegajosos (véase el apartado 9.1.3.). El caudal de arcilla que se requiere es de 54.50 T/h, conteniendo ésta un 6 % de humedad.

En una primera etapa, se reduce el tamaño de la arcilla desde 50 hasta 5 cm. Para ello, se utilizan dos rodillos de 0.57 m de diámetro y 1.70 m de longitud que giran a una velocidad periférica de 1 m/s. El diámetro final de la arcilla viene determinado por la distancia que hay entre los rodillos, aunque se coge mayor al que realmente se desea tener para facilitar el flujo del material; en este caso, será de 0.67 m. La potencia de accionamiento que se requiere es de 46.13 kW.

En la segunda etapa, el material pasa de tener un diámetro medio de 5 cm hasta 1 cm. La distancia entre los rodillos, en este caso, debe ser menor que en la etapa primera para conseguir el resultado esperado, es decir, que será de 1.3 cm. Los rodillos tendrán un diámetro de 0.71 m y una longitud de 2.13 m. Su velocidad periférica será de 2 m/s y la potencia de accionamiento de 23.06 kW. Su transporte hasta el almacén de arcilla es realizado mediante una cinta transportadora.

11.2. Prehomogeneización de las materias primas

Elegidas las materias primas para obtener una composición adecuada, es conveniente que sean técnicamente constantes en el transcurso de su producción, especialmente el material calizo ya que es el mayoritario. Esto se consigue mediante sistemas de prehomogeneización que permiten apilar el material en stocks de la siguiente manera: una cinta transportadora móvil deposita constantemente material del tamaño granulométrico derivado de la trituración, desplazándose a su vez, mediante

un sistema de raíles por toda la longitud del almacenamiento que se forma y retrocediendo alternativamente al llegar al final de cada extremo. Se forma así un depósito de material formado por capas en sentido longitudinal.

Tanto la caliza como la arcilla se dejan divididas en dos filas tipo Windrow (véase el apartado 9.2.), y la colocación del material se realiza por capas. El tiempo de permanencia para que se produzca una correcta aireación es de 7 días. En el caso de la caliza, cada pila de almacenamiento tendrá una altura de 5.87 m, una longitud de 84.00 m y una anchura de 14.00 m. Para la arcilla, las dimensiones de cada pila serán de 4.41 m de alto, 52.93 m de largo y 8.82 m de largo.

Para la extracción del material se utilizan máquinas de acción frontal como son las norias de cangilones. La caliza y la arcilla extraídas se depositan mediante la noria de cangilones en una cinta transportadora para la siguiente operación. Se instalarán 2 elevadores en cada zona de almacenamiento, cuya altura es de 10 m cada uno.

Seguidamente se procede a la dosificación del crudo. Se lleva a cabo mediante básculas de dosificación que regulan las cantidades de los materiales para obtener la mezcla de alimentación del molino de crudo. Las proporciones corresponden a un 79 % de caliza frente a un 21 % de arcilla.

11.3. Molienda del crudo

La reducción del tamaño granulométrico de las materias primas dosificadas componentes del crudo, se realiza en molinos de bolas provistos de sistemas secadores con aires procedentes del intercambiador de calor (véase el apartado 9.3.2.). La instalación molienda-secado es un circuito cerrado en el cual, la desecación previa se realiza en una tubería especialmente proyectada donde se vierte el material de alimentación. Del molino, sale por un lado la corriente de gases que se lleva al ciclón y por el otro, el resto de los sólidos. Los más gruesos son recirculados de nuevo al molino, mientras que los finos salen ya como producto de la molturación con el tamaño deseado. La cantidad de crudo que se pierden con los gases en forma de polvo es de 2.17 T/h.

El caudal de material que entra en el molino es de 93.58 T/h, y la cantidad de gases calientes a una temperatura de 330 °C es de 34.70 T/h. El molino se subdivide internamente en tres cámaras, siendo en cada una de éstas mayor la reducción de

tamaño que se consigue. La longitud total del molino es de 13.46 m, siendo 2.64 m la longitud de la primera cámara, 3.95 m la de la segunda y 6.59 m la de la tercera. El diámetro interno del horno es de 3.56 m, y si se añade además el espesor de la chapa y del material refractario que posee, se obtiene un diámetro total de 3.63 m. El peso total de los cuerpos molturadores que hay en su interior es de 45.13 T, repartiéndose de tal manera que quedan 9.63 T de bolas en la primera cámara, 16.43 T en la segunda y 19.07 T en la tercera. La velocidad a la que rota el molino es de 16.03 rpm y la potencia necesaria para su accionamiento es de 765.61 kW.

11.4. Almacenamiento-homogeneización del crudo

El crudo molturado es conducido mediante cintas transportadoras a los silos de crudo, donde se almacena y se homogeneiza. La mezcla cruda contenida en un silo de gran capacidad se fluidifica completamente por la admisión de aire comprimido que entra por aberturas dispuestas en el fondo. La cantidad de crudo a almacenar debe ser aquella que permita disponer de él en cantidad suficiente para 4 días.

Para ello, se instalan 3 silos cuyo volumen es de 1684.59 m³. Su altura es de 26.82 m y su diámetro de 8.94 m. La exigencia de energía del soplante que se encuentra en la base de cada silo es de 2.98 kW, siendo la energía total que se necesitará entre los 3 depósitos de 8.95 kW.

11.5. Precalentamiento del crudo

El crudo homogeneizado es llevado mediante transporte articulado al intercambiador de calor que consiste en cuatro ciclones dispuestos uno encima del otro (véase el apartado 9.8). Para una mejor separación, el último tramo, el que está situado más alto, es doble, es decir, que está compuesto por dos ciclones. Estos ciclones, tienen un diámetro de 2.88 m, mientras que los que componen los otros 3 tramos tienen un diámetro de 5.49 m. Los ciclones están conectados entre sí por tuberías ascendentes de sección cuadrada, pero la tubería superior es circular. La sección de cada una de ellas, de arriba abajo, es de 2.69 m², 3.35 m², 3.90 m² y 4.54 m² respectivamente.

Al intercambiador entra un caudal de sólidos a 50 °C de 89.49 T/h y un caudal de gases procedentes del horno a 1000 °C de 96.28 T/h. Cada ciclón y su tubería forman un tramo del intercambiador, tramos que van numerados del I al IV, de arriba a

abajo. Las tuberías de salida del polvo de los ciclones, desembocan en las tuberías de gases ascendentes del tramo situado debajo, es decir, que el crudo desciende a contracorriente de los gases ascendentes resultantes de la combustión. La tubería de salida de polvo del tramo IV desemboca en el sistema precalcinador donde el crudo es calcinado parcialmente. En la cámara de calcinación el crudo queda calcinado en un 90 % y en ese estado pasa al horno rotatorio, facilitando así el proceso de clinkerización. La temperatura del sólido entonces es de 800 °C, y la de los gases a su salida de 330 °C. Junto a los gases, se pierde también 2.61 T/h de polvo, que será recuperado posteriormente mediante un filtro electrostático.

11.6. Calcinación del crudo

El siguiente proceso es el de la calcinación del crudo en un horno rotatorio dotado con precalentador y precalcinador (véase el apartado 9.7.2.). El mechero del horno rotatorio está dispuesto paralelamente al eje del horno, quedando más próximo al material pero siempre paralelo al eje, ya que así se evita la inclinación del mechero hacia el material. El quemador de gas natural más utilizado es la lanza sencilla con un solo canal para el gas, sin inyección de aire primario. La llama se inflama a 50 cm del borde de la tobera. La longitud de las llamas se regula desplazando el núcleo inserto en su interior, mediante el cual se consigue la variación de salida del gas.

El horno rotatorio posee un diámetro interno de 4.32 m y un diámetro real, teniendo en consideración el espesor del material refractario y de la chapa, de 4.90 m. Para facilitar el movimiento del material en su interior, se coloca con una pendiente del 3.12 %, siendo así la velocidad del material a través de él de 1 m/min. Su longitud es de 73.59 m y su velocidad de giro de 1.59 rpm. Para su accionamiento, requiere una potencia de 338.17 kW.

Al horno entra un caudal de crudo de 86.89 T/h y sale un caudal de clínker de 55.90 T/h. Esta diferencia es debida a las pérdidas que se producen en él causadas por las reacciones que tienen lugar. Se introduce además un caudal de aire procedente del enfriador planetario de 139.79 T/h y otra corriente de gas natural de 7.36 T/h con el objetivo de proporcionar el calor requerido. Estos gases, tras reaccionar el gas natural con el O₂ del aire, saldrán del horno a una temperatura de 1000 °C y serán utilizados para calentar al crudo en el intercambiador de ciclones.

11.7. Enfriamiento del clinker

A continuación, se disminuye la temperatura del clinker en enfriadores planetarios, situados en la periferia del extremo más caliente del horno, dispuestos en forma de corona y constituyendo parte integrante del horno (véase el apartado 9.10.3.). Los codos de transmisión, por donde entra el clinker procedente del horno a los tubos planetarios, se revisten con material refractario. A esta zona le siguen otras zonas, no revestidas, provistas asimismo de volteadores y cucharas.

El enfriador planetario se compone de 8 tubos cuyo diámetro es de 1.47 m y la longitud de cada uno de ellos es de 10.39 m. La instalación de este enfriador supone un incremento de 34.66 kW en la potencia necesaria del horno.

11.8. Almacenamiento del clinker

El clinker así producido es llevado a través de un transportador articulado y un elevador de cangilones a los silos en los que será almacenado durante 2 días. La descarga del material de las estructuras de almacenado se realiza mediante salidas dotadas con válvulas conectadas a canaletas vibratorias que alimentan de clinker los transportadores articulados. Conjuntamente a estos silos de clinker, se dispone del almacenamiento de yeso natural, que es dosificado en las proporciones adecuadas con el clinker de cemento y molido juntamente con él. Se introducen 2.33 T/h de yeso.

El clinker se almacena en 3 silos cuyo volumen es de 470.74 m³. El diámetro de cada uno de ellos es de 5.85 m y su altura de 17.54 m. En su base, cuentan con aerodeslizadores que transportan el material desde la parte inferior de los silos a la superior.

11.9. Molienda del cemento

A continuación se lleva a cabo la molienda del cemento en un molino de bolas. La forma de este molino es similar al empleado en la molienda del crudo, y también se debe colocar un ciclón para retirar parte del polvo de los gases y un separador que permita seleccionar los finos, produciéndose la recirculación de las partes gruesas. La principal diferencia entre ambos es que esta vez, no será necesario eliminar el agua del material de la alimentación, ya que el cemento llega lo suficientemente seco. El

caudal de alimentación que entra en el molino es de 58.23 T/h y la cantidad de éste que se pierden con los gases en forma de polvo en el ciclón es de 1.15 T/h.

El molino se subdivide internamente en tres cámaras. La longitud total del molino es de 14.28 m, siendo 2.80 m la longitud de la primera cámara, 4.20 m la de la segunda y 7.00 m la de la tercera. El resto del molino está ocupado por los separadores. El diámetro interno del horno es de 3.11 m, y si se añade además el espesor de la chapa y del material refractario que posee, se obtiene un diámetro total de 3.19 m. El peso total de los cuerpos molturadores que hay en su interior es de 30.03 T, repartándose de tal manera que quedan 9.40 T de bolas en la primera cámara, 9.14 T en la segunda y 11.49 T en la tercera. La velocidad a la que rota el molino es de 18.11 rpm y la potencia necesaria para su accionamiento es de 536.83 kW.

11.10. Almacenamiento del cemento

El cemento ya molturado es conducido a los silos de cemento mediante transportadores articulados. Éstos están dotados con sistemas de elevación neumática y asimismo, con sistemas de descarga neumática con sus aparatos para la regulación del caudal. Se almacena cemento con el objetivo de poder disponer de él durante 4 días. Para ello, se emplea un silo cuyo diámetro es de 10.70 m y su altura es de 26.74. El volumen que es capaz de albergar en su interior es de 2883.92 m³.

11.11. Ensacado y carga del cemento

Desde los silos de almacenamiento, se lleva el cemento a la zona de ensacado mediante transportadores articulados. El envasado de cemento se efectúa con una ensacadora rotativa automática compuesta por 6 boquillas de llenado (véase el apartado 9.14.). Tiene una capacidad de producción de 1160 sacos de 50 kg cada uno a la hora. La velocidad de rotación es de 3.32 rpm y su diámetro de 1.6 m. Ya que la producción de cemento de la planta no es muy grande, tan solo se comercializará el cemento en forma de sacos, pudiéndose posteriormente posibilitar la venta de cemento al mercado a granel, cargándolo en los camiones directamente desde los tanques de almacenamiento.

Los sacos de cemento son almacenados en “palets” mediante una paletizadora automática y colocados una encima de la otra en locales de almacenado.

Estas cargas son sacadas mediante carretillas elevadoras y cargadas en vehículos para su expedición.

11.12. Tratamiento de los gases de escape

Los gases que salen del intercambiador de ciclones, deben ser tratados con el fin de evitar la expulsión del polvo al exterior de la fábrica. En primer lugar, se debe reducir la temperatura de estos desde 330 a 150 °C. Para ello se utiliza una columna de acondicionamiento que trabaja con agua. El volumen de gases a tratar en condiciones normales es de 79145.64 m³N/h, conteniendo un caudal de polvo de 2.61 T/h. La altura que requerirá dicha columna será de 28 m y su diámetro de 5 m. El motor del que dispone es capaz de proporcionar hasta 29.7 kW.

A continuación de hacer pasar estos gases a un electrofiltro donde se retendrán las partículas sólidas (véase el apartado 9.15.6.). Está compuesto por dos electrodos distanciados entre sí en 0.12 m y cuya superficie es de 1045.37 m². El electrofiltro está conectado a un sistema de corriente continua que le proporciona una diferencia de potencial de 60000 V. El gradiente de potencial entre las placas colectoras es de 500000 V/m y la potencia que consume es de 3.14 kW.

Tras el paso por el filtro, se produce un escape de polvo al exterior de 3.29·10⁻⁴ kg/m³N, que está dentro de los límites legales que permiten liberar hasta 3.5·10⁻⁴ kg/m³N. El polvo captado es llevado a un horno fuera de la planta para su calcinación a través de camiones.

11.13. Transportes internos de la fábrica

Los transportes internos que se instalarán dentro de la planta de producción de cemento que se está diseñando son:

Cintas transportadoras. Se deciden instalar a través de la empresa *Perfiltek*, especializada en la creación de todo tipo de sistemas de transporte industrial. El ancho de banda variará de 2 a 3 m y el material del que estarán construidas será acero inoxidable. Se instalarán diferentes tramos de cintas transportadoras:

- De la recepción de caliza a la trituración primaria de la misma.
- De la trituración primaria de caliza a la trituración secundaria de la misma.

- De la trituradora secundaria de caliza al parque de prehomogeneización.
- De la recepción de arcilla a la trituración de la misma.
- De la trituradora de arcilla al parque de prehomogeneización.
- Del parque de prehomogeneización de caliza al molino de crudo.
- Del parque de prehomogeneización de arcilla al molino de crudo.
- De la recepción de yeso al molino de cemento.

Transportes articulados. Se instalarán, al igual que las cintas transportadoras, a través de la empresa *Perfiltek*. Están fabricadas de acero inoxidable y los tramos en los que se pondrán son:

- Del molino de crudo hasta la base del silo de homogeneización (almacén de crudo).
- Del enfriador de clínker al almacén de clínker.
- De la base del almacén de clínker al molino de cemento.
- De la salida del molino de cemento a la base del silo de cemento.
- Del silo de homogeneización de crudo a la parte inferior del intercambiador.
- Del silo de cemento a la base de la instalación de ensacado.

Elevadores de canjilones. Serán instalados por la empresa *Sthim*. La altura de cada uno de ellos será de 10 metros. Su ubicación dentro de la planta será:

- Dos en el parque de prehomogeneización de caliza.
- Dos en el parque de prehomogeneización de arcilla.
- Dos en los tanques de almacenamiento de clínker.

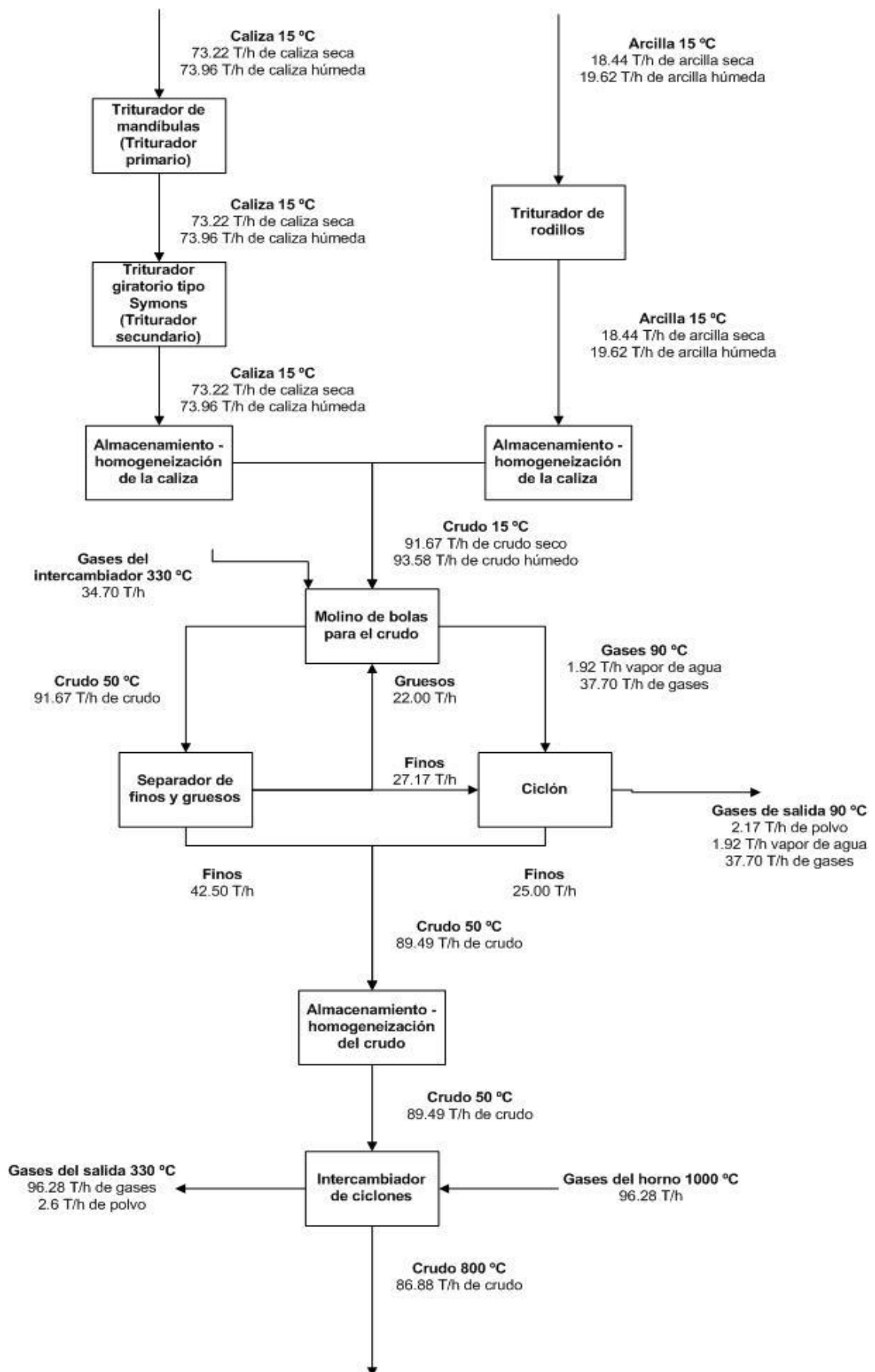
Aerodeslizadores. Serán suministrados por la empresa *Fluidor*. Los puntos en los que realizarán el transporte de material son:

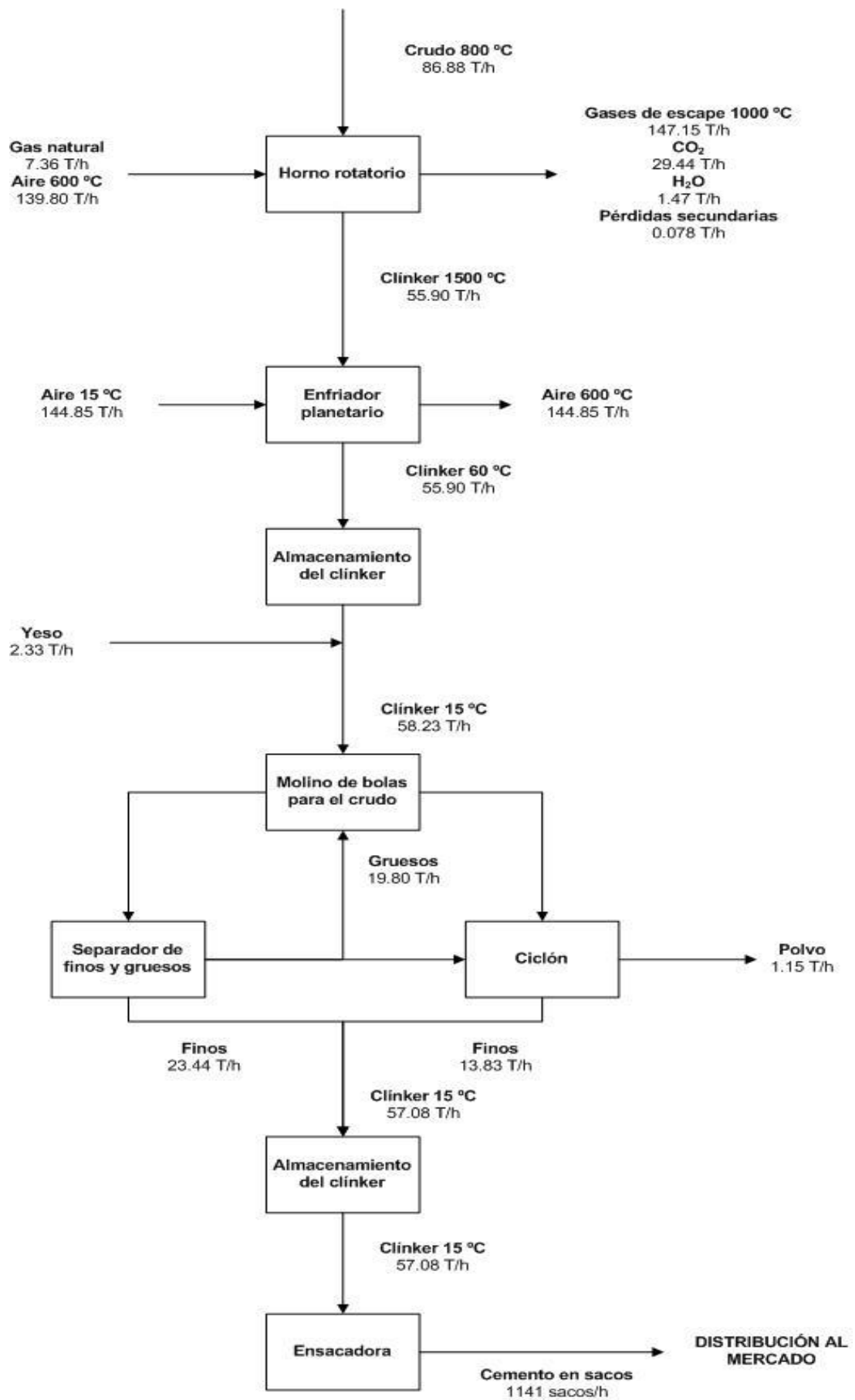
- De la base de los silos de crudo a la parte superior.
- De la base de los silos de clínker a la parte superior.
- De la base del silo de cemento a la parte superior.
- En el molino de cemento para llevar el cemento al separador.

- En el molino de crudo para llevar el crudo al separador.
- Llevando el crudo de la parte inferior del intercambiador hasta la parte superior.

11.14. Diagrama de bloques del proceso

A continuación se muestra, de manera esquemática, el proceso total de producción de cemento a través de un diagrama de bloques.





12. Cálculos

12.1. Balances de materia y de energía

Se desea obtener un caudal de cemento de 500000 toneladas al año, lo que equivale a:

$$500000 \frac{T \text{ cemento}}{1 \text{ año}} \cdot \frac{1 \text{ año}}{365 \text{ días}} = 1369.89 \frac{T \text{ cemento}}{\text{día}}$$

$$1369.89 \frac{T \text{ cemento}}{1 \text{ día}} \cdot \frac{1 \text{ día}}{24 \text{ horas}} = 57.08 \frac{T \text{ de cemento}}{\text{hora}}$$

12.1.1 Balance de materia en la molienda de cemento

Datos estadísticos demuestran que el 66 % del material que llega al separador tras la molienda del cemento son finos y el 34 % restante son gruesos.

Dentro de los finos, el 61 % pasan como producto, el 36 % queda retenido en las tuberías del ciclón y el 3 % restante se escapa con el aire y se dirige al electrofiltro para su posterior separación.

Por lo tanto, el porcentaje del total del cemento que entra en el molino y que se pierde es de:

$$0.66 \cdot 0.03 = 0.0198 = 1.98 \%$$

El producto de salida (57.08 T/h) corresponde al 98.02 % del cemento que entra, por lo que la cantidad de cemento perdida será de

$$57.08 \cdot \frac{1.98}{98.02} = 1.15 \frac{T}{h} \text{ de cemento que se va con el aire}$$

Y la cantidad total de cemento que debe haber en la entrada:

$$1.15 + 57.08 = 58.23 \frac{T}{h} \text{ de cemento}$$

En el separador se producirán los siguientes caudales de finos y gruesos. Los gruesos son recirculados de nuevo al molino para reducir su tamaño.

$$58.23 \cdot 0.66 = 38.43 \frac{T}{h} \text{ de finos}$$

$$58.23 \cdot 0.34 = 19.80 \frac{T}{h} \text{ de gruesos}$$

Dentro del caudal de finos, como ya se ha mencionado, el 3 % se pierde junto al aire (1.15 T/h) y el resto o pasa directamente al producto o se recupera del ciclón

$$38.43 \cdot 0.61 = 23.44 \frac{T}{h} \text{ de producto}$$

$$38.43 \cdot 0.36 = 13.83 \frac{T}{h} \text{ recuperadas del ciclón}$$

Se sabe que el cemento está compuesto por un 4 % de yeso y por un 96 % de clínker. Por lo tanto, la cantidad de cada uno de ellos será:

$$58.23 \cdot 0.04 = 2.33 \frac{T}{h} \text{ de yeso}$$

$$58.23 \cdot 0.96 = 55.90 \frac{T}{h} \text{ de clínker}$$

$$55.90 \frac{T \text{ clínker}}{h} \cdot \frac{24 h}{1 \text{ día}} = 1341.63 \frac{T \text{ de clínker}}{\text{día}}$$

$$1341.63 \frac{T \text{ de clínker}}{\text{día}} \cdot \frac{365 \text{ días}}{\text{año}} = 489695.39 \frac{T \text{ de clínker}}{\text{año}}$$

$$2.33 \frac{T \text{ yeso}}{h} \cdot \frac{24 h}{1 \text{ día}} = 55.90 \frac{T \text{ de yeso}}{\text{día}}$$

$$55.90 \frac{T \text{ de yeso}}{\text{día}} \cdot \frac{365 \text{ días}}{\text{año}} = 20402.04 \frac{T \text{ de yeso}}{\text{año}}$$

12.1.2. Balance de energía al enfriador planetario

En él, se disminuye la temperatura del clínker desde 1500 °C hasta 60 °C. Para ello se utiliza aire procedente del exterior a una temperatura de 15 °C que se calienta hasta 600 °C.

Calor cedido por el clínker

$$\int_{1500^{\circ}\text{C}}^{60^{\circ}\text{C}} 55900 \frac{\text{kg}}{\text{h}} \cdot (0.181 + 0.000071 \cdot t) \cdot dt = -19027644.5 \text{ kcal/h}$$

Aire necesario

El calor que debe sustraer el aire debe ser el suficiente para el enfriar el clínker, considerando además un exceso del 10 % por pérdidas que se puedan producir.

$$-19027644.5 \cdot 1.10 = -20930409 \text{ kcal/h}$$

$$\int_{15^{\circ}\text{C}}^{600^{\circ}\text{C}} m_{\text{aire}} \cdot (0.238 + 0.0000293 \cdot t) \cdot dt = -20930409 \text{ kcal/h}$$

$$m_{\text{aire}} = 144846.41 \text{ kg/h}$$

Al haber 8 tubos en paralelo, el aire distribuido por cada uno de ellos será:

$$144846.41 \frac{\text{kg}}{\text{h}} \cdot \frac{1}{8 \text{ tubos}} = 18105.80 \frac{\text{kg}}{\text{h} \cdot \text{tubo}}$$

12.1.3. Balance de materia al horno rotatorio

Para hallar la cantidad de material que circula por cada corriente del proceso así como sus diferentes composiciones, se toma una base de cálculo de 100 toneladas de crudo libre de humedad. Las composiciones de la caliza y la arcilla empleadas se recogen en la tabla 12.1.

Tabla 12.1. Porcentaje de cada componente en la caliza y en la arcilla

%	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Pérdida por calcinación
Caliza	3.8	0.9	0.6	52.9	0.3	41.5
Arcilla	53.4	20.2	7.5	4.3	2.1	12.5

Para calcular estas composiciones, se coge una determinada cantidad tanto de caliza como de arcilla y se somete a un proceso de calcinación, midiendo posteriormente la cantidad de cada componente tras haber soportado las altas temperaturas. La pérdida por calcinación corresponde al porcentaje que señala la diferencia de peso que sufre la piedra antes y después del proceso.

Por otra parte, se establece que el crudo seco debe contener un 77 % de CaCO₃ en peso para lograr obtener así un cemento con la calidad deseada.

- Cálculo de la cantidad de CaCO₃ en el crudo seco

$$100 \text{ kg de crudo} \cdot 0.77 \% = 77 \text{ kg de CaCO}_3$$

- Cálculo de la caliza y de la arcilla que se debe añadir

Se dispone de caliza y arcilla con un contenido en CaO de 52.9 y 4.3 % respectivamente. Para hallar el contenido de CaCO₃ (se supone que todo el CaO se encuentra como CaCO₃):

Caliza:

$$52.9 \frac{\text{kg CaO}}{100 \text{ kg caliza}} \cdot \frac{100 \text{ kg CaCO}_3}{1 \text{ kmol CaCO}_3} \cdot \frac{1 \text{ kmol CaCO}_3}{1 \text{ kmol CaO}} \cdot \frac{1 \text{ kmol CaO}}{56 \text{ kg CaO}} = 94.5 \% \text{ de CaCO}_3$$

Arcilla:

$$4.3 \frac{\text{kg CaO}}{100 \text{ kg arcilla}} \cdot \frac{100 \text{ kg CaCO}_3}{1 \text{ kmol CaCO}_3} \cdot \frac{1 \text{ kmol CaCO}_3}{1 \text{ kmol CaO}} \cdot \frac{1 \text{ kmol CaO}}{56 \text{ kg CaO}} = 7.7 \% \text{ de CaCO}_3$$

$$x = T \text{ de caliza}$$

$$y = T \text{ de arcilla}$$

$$x + y = 100$$

$$x \cdot 0.945 + y \cdot 0.077 = 100 \cdot 0.77$$

$$0.945 \cdot (100 - y) + 0.077 \cdot y = 77$$

$$94.5 - 0.945 \cdot y + 0.077 \cdot y = 77$$

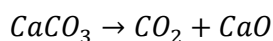
$$17.5 = 0.868 \cdot y$$

$$y = 20.12 \frac{\text{kg de arcilla}}{100 \text{ kg crudo}}$$

$$x = 100 - 20.16$$

$$y = 79.88 \frac{\text{kg de caliza}}{100 \text{ kg crudo}}$$

El crudo contiene 77 kg de CaCO_3 . Éste se descompone para dar CO_2 y CaO por medio de la siguiente reacción:



Por lo tanto, 77 kg de CaCO_3 darán lugar a:

$$77 \text{ kg de } \text{CaCO}_3 \cdot \frac{1 \text{ kmol } \text{CaCO}_3}{100 \text{ kg } \text{CaCO}_3} \cdot \frac{1 \text{ kmol } \text{CaO}}{1 \text{ kmol } \text{CaCO}_3} \cdot \frac{56 \text{ kg } \text{CaO}}{1 \text{ kmol } \text{CaO}} = 43.12 \text{ kg de } \text{CaO}$$

$$77 \text{ kg de } \text{CaCO}_3 \cdot \frac{1 \text{ kmol } \text{CaCO}_3}{100 \text{ kg } \text{CaCO}_3} \cdot \frac{1 \text{ kmol } \text{CO}_2}{1 \text{ kmol } \text{CaCO}_3} \cdot \frac{44 \text{ kg } \text{CO}_2}{1 \text{ kmol } \text{CO}_2} = 33.88 \text{ kg de } \text{CO}_2$$

Y conociendo las cantidades a añadir de caliza y de arcilla, pueden calcularse las concentraciones de los demás componentes en el clinker:

SiO₂

$$79.88 \text{ kg caliza} \cdot \frac{3.8}{100} + 20.12 \text{ kg arcilla} \cdot \frac{53.4}{100} = 13.78 \text{ kg}$$

Al₂O₃

$$79.88 \text{ kg caliza} \cdot \frac{0.9}{100} + 20.12 \text{ kg arcilla} \cdot \frac{20.2}{100} = 4.78 \text{ kg}$$

Fe₂O₃

$$79.88 \text{ kg caliza} \cdot \frac{0.6}{100} + 20.12 \text{ kg arcilla} \cdot \frac{7.5}{100} = 1.99 \text{ kg}$$

MgO

$$79.88 \text{ kg caliza} \cdot \frac{0.3}{100} + 20.12 \text{ kg arcilla} \cdot \frac{2.1}{100} = 0.66 \text{ kg}$$

Pérdida por calcinación

$$79.88 \text{ kg caliza} \cdot \frac{41.5}{100} + 20.12 \text{ kg arcilla} \cdot \frac{12.5}{100} = 35.66 \text{ kg}$$

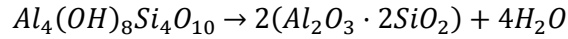
Total de clínker

$$13.78 + 4.78 + 1.99 + 0.66 + 43.12 = 64.33 \text{ kg de clínker}$$

Tabla 12.2. Porcentaje de cada componente en el clínker

Componente	% del clínker
CaO	67.02
SiO ₂	21.42
Al ₂ O ₃	7.44
Fe ₂ O ₃	3.09
MgO	1.03

Durante la calcinación, se produce la descomposición de la arcilla a través de la siguiente reacción, en la que se libera el agua:



$$4.78 \text{ kg de } Al_2O_3 \cdot \frac{1 \text{ kmol } Al_2O_3}{102 \text{ Kg } Al_2O_3} = 0.047 \text{ Kmoles de } Al_2O_3$$

$$13.78 \text{ kg de } SiO_2 \cdot \frac{1 \text{ kmol } SiO_2}{60.1 \text{ Kg } SiO_2} = 0.229 \text{ Kmoles de } SiO_2$$

Se producirán 2 moles de H_2O por cada mol de Al_2O_3 , al ser éste el reactivo limitante de la reacción

$$0.047 \text{ Kmoles de } Al_2O_3 \cdot \frac{4 \text{ Kmoles de } H_2O}{2 \text{ Kmoles de } Al_2O_3} \cdot \frac{18 \text{ Kg de } H_2O}{1 \text{ kmol } H_2O} = 1.688 \text{ kg de } H_2O$$

Total de pérdidas producidas en el horno (del agua y del CO_2)

$$1.688 \text{ kg de } H_2O + 33.88 \text{ kg de } CO_2 = 35.57 \text{ kg de pérdidas}$$

Se habían estimado unas pérdidas en el horno de 35.66 kg y tras realizar los cálculos, el CO_2 y el H_2O desprendidos alcanzan un total de 35.57 kg. La diferencia (0.09 kg) corresponden a otros componentes que no se habían considerado debido a su baja concentración.

- Adición del yeso.

Dentro del cemento, la cantidad de yeso corresponde a un 4 % del total, mientras que el peso del clinker supone el 96 % restante. La composición del yeso utilizado se recoge en la tabla 12.3.

Tabla 12.3. Composición del yeso

Componente	% en peso
SiO₂	8.86
Al₂O₃	5.63
Fe₂O₃	4.36
CaO	32.8
MgO	3.36
K₂O	0.51
Na₂O	1.26
SO₃	43.23

La cantidad a añadir es de

$$\frac{64.33 \text{ kg de clínker}}{96 \% \text{ del cemento}} \cdot 4 \% \text{ del cemento} = 2.68 \text{ kg de yeso}$$

Y planteando de nuevo los balances de materia para los diferentes compuestos se obtiene:

SiO₂

$$13.78 \text{ kg de SiO}_2 + 2.68 \text{ kg yeso} \cdot \frac{8.86}{100} = 14.02 \text{ kg}$$

Al₂O₃

$$4.78 \text{ kg de SiO}_2 + 2.68 \text{ kg yeso} \cdot \frac{5.63}{100} = 4.93 \text{ kg}$$

Fe₂O₃

$$1.99 \text{ kg de SiO}_2 + 2.68 \text{ kg yeso} \cdot \frac{4.36}{100} = 2.10 \text{ kg}$$

CaO

$$43.12 \text{ kg de SiO}_2 + 2.68 \text{ kg yeso} \cdot \frac{32.8}{100} = 44.00 \text{ kg}$$

MgO

$$0.66 \text{ kg de SiO}_2 + 2.68 \text{ kg yeso} \cdot \frac{3.36}{100} = 0.75 \text{ kg}$$

K₂O

$$2.68 \text{ kg yeso} \cdot \frac{0.51}{100} = 0.0137 \text{ kg}$$

Na₂O

$$2.68 \text{ kg yeso} \cdot \frac{1.26}{100} = 0.0338 \text{ kg}$$

SO₃

$$2.68 \text{ kg yeso} \cdot \frac{43.23}{100} = 1.159 \text{ kg}$$

El porcentaje del cemento que representan cada uno de estos compuestos se recoge en la tabla 12.4.

Tabla 12.4. Composición del cemento

Componente	% en peso
SiO ₂	20.93
Al ₂ O ₃	7.36
Fe ₂ O ₃	3.14
CaO	65.64
MgO	1.12
K ₂ O	0.02
Na ₂ O	0.05
SO ₃	1.73

Si se cambia la base de cálculo para adecuar los cálculos al diseño de la planta deseada que produce 500000 T de cemento al año se obtienen los datos recogidos en la tabla 12.5.

Tabla 12.5. Cantidad producida al año de cada componente del cemento

Componente	% en peso	T/año
SiO₂	20.93	104670.42
Al₂O₃	7.36	36809.92
Fe₂O₃	3.14	15704.84
CaO	65.64	328205.05
MgO	1.12	5611.60
K₂O	0.02	101.98
Na₂O	0.05	251.95
SO₃	1.73	8644.24
TOTAL	100.00	500000.00

El caudal de clínker que debe salir del horno es de 55.90 T/h, que equivale a 510143.86 T/año. La composición del clínker aparece en la tabla 12.6.

Tabla 12.6. Cantidad producida al año de cada componente del clínker

Componente	% del clínker	T/año
CaO	67.02	328193.85
SiO₂	21.42	104892.75
Al₂O₃	7.44	36433.34
Fe₂O₃	3.09	15131.59
MgO	1.03	5043.86
TOTAL	100.00	489695.39

La cantidad de CO₂ emitida en el horno:

$$\frac{33.88 \text{ T } CO_2}{64.33 \text{ T de clínker}} \cdot 489695.39 \text{ T clínker} = 257902.68 \text{ T de } CO_2/\text{año}$$

La cantidad de H₂O emitida en la descomposición de la arcilla

$$\frac{1.688 \text{ T } H_2O}{64.33 \text{ T de clínker}} \cdot 489695.39 \text{ T clínker} = 12849.46 \text{ T de } H_2O/\text{año}$$

La cantidad de pérdidas secundarias producidas en el horno

$$\frac{0.09 T}{64.33 T \text{ de clínker}} \cdot 489695.39 T \text{ clínker} = 685.10 T \text{ de material perdido/año}$$

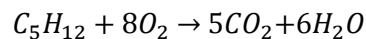
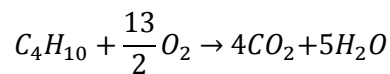
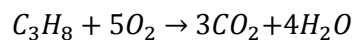
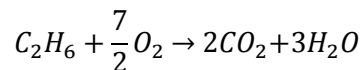
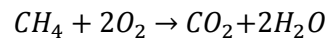
La cantidad de crudo que entra en el horno:

$$\frac{100 T}{64.33 T \text{ de clínker}} \cdot 489695.39 T \text{ clínker} = 761223.98 T \text{ de crudo/año}$$

$$\frac{T \text{ Crudo}}{T \text{ Clínker}} = \frac{761223.9826}{489695.39} = 1.5543$$

12.1.4. Balance de materia al gas natural

Las reacciones a las que se ve sometido el gas natural son:



Composición gravimétrica media del gas natural

La composición gravimétrica media del gas natural referida a un volumen y a una masa determinados es la que aparece en la tabla 12.7, partiendo como base de cálculo 1 m³ de gas natural.

Tabla 12.7. Composición gravimétrica del gas natural

Componente	Volumen %	Gramos (1*Mmolar/22.4)
N ₂	0.55	6
CO ₂	0.88	17
CH ₄	94.39	674
C ₂ H ₆	2.89	39
C ₃ H ₈	0.79	15
C ₄ H ₁₀	0.34	9
C ₅ H ₁₂	0.21	7
Gas natural	100	767 g = 0.767 kg

Para conocer la masa de cada componente se ha realizado el siguiente cálculo sencillo:

$$m = \frac{V \cdot PM}{k}$$

Siendo k=22.4 l/mol y PM = Peso Molecular

Ahora de calcular los balances individuales de materia, uno para cada reacción considerando que el aire tiene un 21 % de O₂ y un 79 % de N₂. Los volúmenes de gas natural y de gases de combustión en condiciones normales son los siguientes:

674 g CH ₄	+ 2697 g O ₂	+ 8877 g N ₂	→	1854 g CO ₂	+1517 g H ₂ O	+ 8877 g N ₂
38.7 g C ₂ H ₆	+ 144.6 g O ₂	+ 475.6 g N ₂	→	113.5 g CO ₂	+ 69.7 g H ₂ O	+ 476 g N ₂
15.4 g C ₃ H ₈	+ 56.3 g O ₂	+ 185.6 g N ₂	→	46.2 g CO ₂	+ 25.2 g H ₂ O	+ 185.6 g N ₂
8.7 g C ₄ H ₁₀	+ 31.6 g O ₂	+ 103.9 g N ₂	→	26.4 g CO ₂	+ 13.5 g H ₂ O	+ 103.9 g N ₂
6.8 g C ₅ H ₁₂	+ 24 g O ₂	+ 79 g N ₂	→	20.6 g CO ₂	+ 10.1 g H ₂ O	+ 79 g N ₂
6.9 g N ₂			→			+ 6 g N ₂
17.3 g CO ₂			→	17 g CO ₂		
767.7 g gas	+2953.5 g O ₂	+9721.1 g N ₂	→	2077.7 g CO ₂	+1636.5 g H ₂ O	+ 9728 g N ₂
1 m ³ gas		+12674.6 g aire	→	13442.3 g de gases de combustión		

Cantidad de gases de escape

La cantidad mínima de aire para la combustión de 1 kg de gas natural es:

$$L_k = \frac{12674.6 \text{ kg aire}}{767.7 \text{ kg gas}} = 16.51 \frac{\text{kg aire}}{\text{kg gas}}$$

Se introduce un 15 % de aire en exceso, quedando la relación de la siguiente manera:

$$L_{k'} = 16.51 \frac{\text{kg aire}}{\text{kg gas}} \cdot 1.15 = 18.99 \frac{\text{kg aire}}{\text{kg gas}}$$

La cantidad de aire introducida en exceso es de 1901.19 kg (399.25 kg de O₂ y 1501.94 kg de N₂)

El peso de 1 m³ de aire es de 1.293 kg a presión atmosférica y a la temperatura de entrada, por lo que si el peso de aire necesario para la combustión se expresa como volumen:

$$L_v = \frac{L_k}{1.293} = \frac{18.99 \frac{\text{kg aire}}{\text{kg gas}}}{1.293 \frac{\text{kg aire}}{\text{m}^3 \text{ aire}}} = 14.68 \frac{\text{m}^3 \text{ aire}}{\text{kg gas}}$$

1 kg de gas natural proporciona gases de escape según la siguiente relación

$$G_k = \frac{13442.3 \text{ kg gases de escape} + 1901.19 \text{ kg aire}}{767.7 \text{ kg gas}} = 19.98 \frac{\text{kg gases esc}}{\text{kg gas}}$$

Para hallar el volumen que ocupan los gases que salen del horno se vuelve a aplicar de nuevo la fórmula

$$V = \frac{m \cdot k}{PM}$$

Y se obtienen los datos recogidos en la tabla 12.8.

Tabla 12.8. Composición de los gases de escape

Componente	Peso (kg)	Volumen (m ³)
CO ₂	2077.7	1060.05
H ₂ O	1636.5	2035,28
N ₂	11230	8984
O ₂	399.25	570.53
TOTAL	15343.49	12613.86

$$\frac{12613.86 \text{ m}^3 \text{ gases esc}}{15343.49 \text{ kg gases esc}} = 0.822 \frac{\text{m}^3 \text{ gases esc}}{\text{kg gases esc}}$$

$$G_v = 19.98 \frac{\text{kg gases esc}}{\text{kg gas}} \cdot 0.822 \frac{\text{m}^3 \text{ gases esc}}{\text{kg gases esc}} = 16.43 \frac{\text{m}^3 \text{ gases esc}}{\text{kg gas}}$$

El poder calorífico del gas natural, o lo que es lo mismo, la energía que produce la combustión de 1 kg de natural es de 6055.47 kcal/ m³ de gas natural

$$H = 6055.47 \frac{\text{kcal}}{\text{m}^3 \text{ gas nat}} \cdot \frac{1000 \text{ m}^3 \text{ gas}}{767.7 \text{ kg gas}} = 7887.8 \frac{\text{kcal}}{\text{kg gas}}$$

Y el calor necesario para producir un kg de clínker (calor de formación del clínker) es de 431.61 kcal/kg de clínker (q₁)

Para calcular los kg de gas natural necesarios para producir un kg de clínker, teniendo en cuenta el poder calorífico del gas natural y el calor de formación del clínker:

$$\frac{q_1}{H} = \frac{431.61 \frac{\text{kcal}}{\text{kg clínker}}}{7887.8 \frac{\text{kcal}}{\text{kg gas}}} = 0.05472 \frac{\text{kg gas natural}}{\text{kg clínker}}$$

12.1.5. Balance de energía al horno

Calor desprendido por el clínker

El clínker se forma a una temperatura entre 1600 y 1700 °C. Una vez formado y ya en la última fase de su estancia en el horno, el clínker baja su temperatura hasta aproximadamente 1500 °C, por lo que existe un desprendimiento de calor, dado por la expresión:

$$\int_{1650^{\circ}\text{C}}^{1500^{\circ}\text{C}} 55900 \frac{\text{kg}}{\text{h}} \cdot (0.181 + 0.000071 \cdot t) \cdot dt = -2455337.63 \frac{\text{kcal}}{\text{h}}$$

Calor captado por el crudo

El crudo entra al horno después de haber sido precalentado en el intercambiador de ciclones a la temperatura de 800 °C. Para que comience a formarse el clínker, el crudo llega a alcanzar la temperatura de 1650 °C. El calor tomado tiene por tanto la siguiente expresión:

$$\int_{800^{\circ}\text{C}}^{1650^{\circ}\text{C}} 86890 \frac{\text{kg}}{\text{h}} \cdot (0.21 + 0.00007 \cdot t) \cdot dt = 21843059.9 \text{ kcal/h}$$

Calor captado por el clínker al formarse

La entalpía de formación del clínker es de 431.61 kcal/kg. Con este dato ya es posible calcular el calor captado:

$$55900 \frac{\text{kg}}{\text{h}} \cdot 431.61 \frac{\text{kcal}}{\text{kg}} = 24126999 \text{ kcal/h}$$

Calor captado por el aire procedente del enfriador

El aire sale del enfriador planetario a una temperatura de 600 °C y se introduce en el horno para aprovechar su calor. La temperatura a la que sale es de 1000 °C

$$\int_{600^{\circ}\text{C}}^{1000^{\circ}\text{C}} m \frac{\text{kg gas}}{\text{h}} \cdot 18.99 \frac{\text{kg aire}}{\text{kg gas}} \cdot (0.238 + 0.0000293 \cdot t) \cdot dt$$

Calor desprendido por el gas natural

$$m \frac{kg \text{ gas}}{h} \cdot 6055.47 \frac{kcal}{m^3} \cdot \frac{1 m^3}{0.7677 kg} = -7887.8 \cdot m \frac{kcal}{h}$$

Calor desprendido = Calor captado

$$2455337.63 + 7887.8 \cdot m = \text{calor desprendido}$$

$$21843059.9 + 24126999 = 45970058.9$$

$$45970058.9 + \int_{20^{\circ}C}^{1000^{\circ}C} (m \cdot 18.99) \cdot (0.238 + 0.0000293 \cdot t) \cdot dt = \text{calor tomado}$$

Se despeja y se obtiene que $m_{\text{gas}} = 7362.834 \text{ kg/h}$.

La cantidad de aire que entra del exterior es de:

$$7362.834 \frac{kg \text{ gas}}{h} \cdot 18.99 \frac{kg \text{ aire}}{kg \text{ gas}} = 1139820.22 \frac{kg \text{ aire}}{h}$$

La cantidad de gases de escape a 1000 °C que se producen es de:

$$7362.834 \frac{kg \text{ gas}}{h} \cdot 19.98 \frac{kg \text{ gases escape}}{kg \text{ gas}} = 147155.88 \frac{kg \text{ gases esc}}{h}$$

12.1.6. Balance de materia y energía al intercambiador de ciclones

La distribución de temperaturas del crudo y de los gases en cada tramo del intercambiador se distribuyen, según el Manual Tecnológico del Cemento [1], como se muestra en la figura 12.9.

Tabla 12.9. Temperaturas del crudo y de los gases en las distintas partes del intercambiador

TRAMO	GASES		CRUDO	
	Entrada	Salida	Entrada	Salida
I	530	330	50	310
II	670	530	310	510
III	820	670	510	650
IV	1000	820	650	800

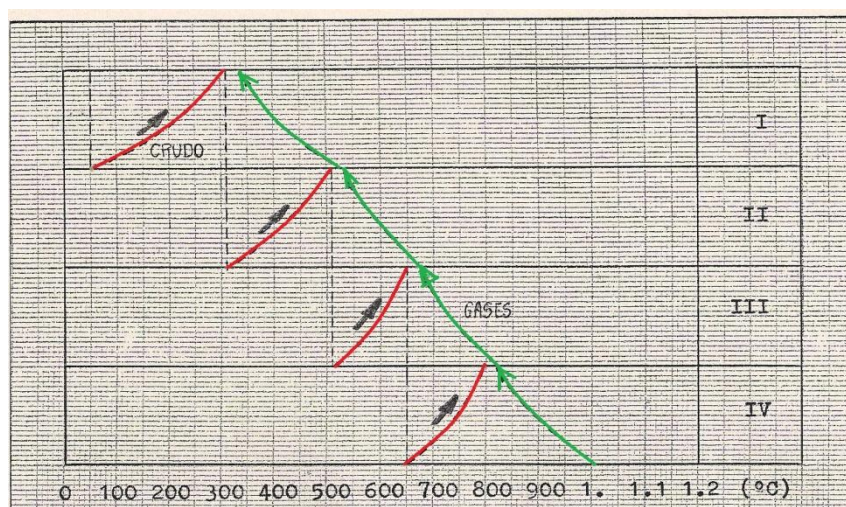


Figura 12.1. Evolución de la temperatura de los gases y del crudo a lo largo del intercambiador

El gas y el crudo entran a contracorriente, consiguiéndose un intercambio calorífico muy intenso. El crudo se dosifica en los tramos de tubería donde el gas caliente, que sube a gran velocidad (20 m/s), arrastra a la harina cruda del ciclón inmediatamente superior. Allí la harina de crudo se separa de la corriente de gas y pasa al tramo siguiente.

La cantidad de polvo que arrastra al gas a 1000 °C se puede considerar despreciable frente a la que arrastra a su salida.

Se escapan junto a los gases en torno al 3 % del crudo que entra. Por lo tanto, habrá que considerar esta pérdida a la hora de calcular la cantidad de crudo que se debe introducir en el intercambiador.

$$86880 \frac{kg \text{ crudo}}{h} \cdot 1.03 = 89490 \frac{kg \text{ crudo}}{h}$$

Se producen unas pérdidas de 2600 kg/h.

Calor captado por el crudo

El crudo entra a 50 °C y sale a 800 °C

$$\int_{50^{\circ}C}^{800^{\circ}C} 86880 \frac{kg}{h} \cdot (0.21 + 0.00007 \cdot t) \cdot dt = 15623440.6 \text{ kcal/h}$$

Calor captado por el polvo

Con los gases que salen del intercambiador, también sale una cantidad de polvo de crudo arrastrada por los mismos, la cual toma calor. Esta cantidad es aproximadamente del 3 % del crudo de entrada.

$$\int_{50^{\circ}C}^{330^{\circ}C} 2600 \frac{kg}{h} \cdot (0.21 + 0.00007 \cdot t) \cdot dt = 162562.4 \text{ kcal/h}$$

La suma del calor captado por el polvo y por el crudo es de 15786003 kcal/h. Se considera que se producen unas pérdidas en el intercambiador del 10 %, por lo que el calor que debe aportar el gas es de 17364603.3 kcal/h.

Calor cedido por el gas

El calor específico de la mezcla de gases es de 0.2220+0.00007094t. Estos gases entran a una temperatura de 1000 °C y salen a 330 °C. La cantidad de gases que se deben introducir para aportar la cantidad calorífica calculada se conocerá de la siguiente manera:

$$\int_{330^{\circ}C}^{1000^{\circ}C} m \cdot (0.2220 + 0.00007094 \cdot t) \cdot dt = 17364603.3 \text{ kcal/h}$$

$$m = 96284.23 \frac{\text{kg de gases}}{\text{h}}$$

12.1.7. Balance de materia y energía en la molienda-secado del crudo

El 76 % del material que llega al separador tras la molienda del cemento son finos y el 24 % restante son gruesos que se recirculan para que adquieran el tamaño deseado.

Dentro de los finos, el 61 % pasan como producto y el 39 % restante pasan al ciclón. De la cantidad que entra al ciclón, el 92 % queda depositado en éste, mientras que el 8 % se va a la torre de acondicionamiento junto con los gases.

Por lo tanto, el porcentaje del total de crudo que entra en el molino y que se pierde es de:

$$0.76 \cdot 0.39 \cdot 0.08 = 0.0237 = 2.37 \%$$

El caudal de salida (89.49 T/h) corresponde al 97.63 % del crudo que entra, por lo que la cantidad de crudo perdida será de

$$89.49 \cdot \frac{2.37}{97.63} = 2.17 \frac{T}{h} \text{ de crudo que se va con el aire}$$

Y la cantidad total de crudo que debe haber en la entrada:

$$2.17 + 89.49 = 91.67 \frac{T}{h} \text{ de crudo}$$

En el separador se producirán los siguientes caudales de finos y gruesos. Los gruesos son recirculados de nuevo al molino para reducir su tamaño.

$$91.67 \cdot 0.76 = 69.67 \frac{T}{h} \text{ de finos}$$

$$91.67 \cdot 0.24 = 22.00 \frac{T}{h} \text{ de gruesos}$$

Dentro del caudal de finos, el 61 % pasa directamente como producto y el resto pasa al ciclón.

$$69.67 \cdot 0.61 = 42.50 \frac{T}{h} \text{ de producto}$$

$$69.67 \cdot 0.39 = 27.17 \frac{T}{h} \text{ van al ciclón}$$

Dentro del ciclón, se pierden 2.17 T/h de polvo con los gases, por lo que el resto (25.00 T/h) se recupera del ciclón y se mezcla con el producto.

Los gruesos que se habían recirculado entran de nuevo al molino y se reduce su tamaño, juntándose con el resto de los finos. Se puede considerar despreciable la cantidad de polvo que se desprende en estos procesos posteriores.

Así pues, debe de haber a la entrada del molino 91.666 T/h de crudo. Se conoce que el crudo está formado por un 20.12 % de arcilla seca y por un 79.88 % de caliza, es decir:

$$91.666 \frac{T}{h} \cdot 0.2012 = 18.443 \frac{T}{h} \text{ de arcilla}$$

$$91.666 \frac{T}{h} \cdot 0.7988 = 73.223 \frac{T}{h} \text{ de caliza}$$

La arcilla extraída de la cantera contiene un 6 % de humedad, y la caliza tan solo un 1 %. Para calcular la cantidad de cada una de ellas que se deberá de introducir en la planta de fabricación:

$$18.443 \frac{T}{h} \text{ de arcilla} \cdot \frac{100}{94} = 19.620 \frac{T}{h} \text{ de arcilla húmeda}$$

$$73.223 \frac{T}{h} \text{ de caliza} \cdot \frac{100}{99} = 73.962 \frac{T}{h} \text{ de caliza húmeda}$$

La cantidad total de humedad que presenta la mezcla de ambas piedras es de 1.91 T/h de agua

Para calcular la cantidad de gases que se deben introducir para eliminar la humedad del crudo, se debe realizar un balance de energías al proceso.

Calor tomado por el crudo (libre de H₂O)

El crudo entra a 15 °C y sale a una temperatura de 50 °C

$$\int_{15\text{ }^{\circ}\text{C}}^{50\text{ }^{\circ}\text{C}} 91666 \frac{\text{kg}}{\text{h}} \cdot (0.21 + 0.00007 \cdot t) \cdot dt = 778977.67 \text{ kcal/h}$$

Calor captado por el H₂O

a. Calor captado para elevar la temperatura de 15 a 90 °C

El calor específico del agua en este intervalo es prácticamente constante, Cp=1 kcal/kg·°C. El calor tomado es

$$Q_a = m \cdot Cp \cdot \Delta T = 1916.6 \frac{\text{kg}}{\text{h}} \cdot 1 \frac{\text{kcal}}{\text{kg} \cdot ^{\circ}\text{C}} \cdot (90 - 15) ^{\circ}\text{C} = 143745 \frac{\text{kcal}}{\text{h}}$$

b. Calor captado para evaporarse

El calor latente de vaporización del agua a 90 °C tiene el valor de λ_v=545.3 kcal/kg a 1 atmosfera de presión.

$$Q_b = m \cdot \lambda_l = 1916.6 \frac{\text{kg}}{\text{h}} \cdot 545.3 \frac{\text{kcal}}{\text{kg}} = 1045122 \frac{\text{kcal}}{\text{h}}$$

Calor total:

$$Q_a + Q_b = 143745 + 1045122 = 1188867 \frac{\text{kcal}}{\text{h}}$$

Calor captado por el polvo de crudo

Con los gases de salida sale también una cierta cantidad de polvo, el cual toma la siguiente cantidad de calor:

$$\int_{15\text{ }^{\circ}\text{C}}^{90\text{ }^{\circ}\text{C}} 2172.4 \frac{\text{kg}}{\text{h}} \cdot (0.21 + 0.00007 \cdot t) \cdot dt = 34814.07 \text{ kcal/h}$$

Calor captado total:

$$778977.67 + 1188867 + 34814.07 = 2002658.74 = 2002658.74 \frac{kcal}{h}$$

Calor cedido por los gases

La cantidad de gases a introducir debe ser aquella capaz de producir un aporte de calor que permita cubrir las necesidades del molino. Los gases llegan a una temperatura de 330 °C y salen del molino a 90 °C. Se considera que los gases llegan libres de polvo, ya que la gran mayoría de estos son retenidos durante el transporte.

$$\int_{330^{\circ}C}^{90^{\circ}C} m \cdot (0.23 + 0.00005 \cdot t) \cdot dt = 2002658.74 \frac{kcal}{h}$$

$$m = 34696.094 \frac{kg}{h}$$

12.1.8. Balance de materia en la zona de distribución

Los 57.078 T/h de cemento que se producen, se llevan a una ensacadora para su posterior venta en el mercado.

Los sacos mediante los cuales se distribuirá el cemento son de 50 kg, por lo que la cantidad de sacos que se producirán diariamente:

$$57078 \frac{kg}{h} \cdot \frac{1 \text{ saco}}{50 \text{ kg}} \cong 1141 \frac{sacos}{h}$$

12.2. Diseño de las máquinas

12.2.1. Triturador primario de caliza

El desmenuzamiento del material de alimentación se produce entre dos mandíbulas de trituración de las que una es fija y la otra la mueve la presión ejercida por las placas acodadas. Las mandíbulas están revestidas con blindajes de perfil dentado en fundición a la coquilla o acero templado.

La superficie de las placas de blindaje está dentada longitudinalmente. Para triturar la caliza, se utilizan con éxito los dientes de altura sobredimensionada. Cada tercer o cuarto diente está elevado respecto al resto de los dientes de altura normal, tal y como se ilustra en la figura 12.2.

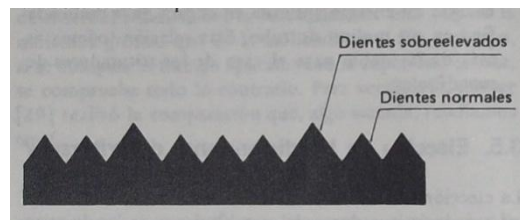


Figura 12.2. Placa de blindaje con dientes sobreelevados

Las placas de blindaje están construidas de tal manera que es posible, después de su desgaste, girarlas 180° de modo que la parte de abajo (que es la que más se desgasta) quede en la parte superior y prolongar así su vida útil.

El ángulo que forman las placas de trituración es relativamente pequeño: de 15°-20°. Cuanto más pequeño es este ángulo, menor es el grado de desmenuzamiento. En este caso, el ángulo será de 20°.

Velocidad angular, número de vueltas en la unidad de tiempo

La velocidad angular, medida por el número de vueltas, determina su caudal junto con el tamaño del triturador. El movimiento de vaivén de la mandíbula móvil se ha de medir de tal modo que el material desmenuzado tenga tiempo de abandonar el triturador por la abertura.

La ecuación a aplicar es:

$$n = 600 \cdot \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \alpha}{s}}$$

Dónde

n: Número de vueltas por minuto.

α : Ángulo de las mandíbulas, normalmente 20°.

s: Longitud del camino de la mandíbula móvil (en cm). Para un ángulo de 20°, se considera que debe ser de 5 cm.

$$n = 600 \cdot \sqrt{\frac{\operatorname{tg} 20}{5}} = 161.88 \text{ vueltas/min}$$

Capacidad de producción

Taggart desarrolló una fórmula práctica para determinar la capacidad de producción de los trituradores de mandíbulas, cuya expresión es:

$$Q = 150 \cdot n \cdot b \cdot s \cdot d \cdot \mu \cdot Y$$

En la que:

Q: Capacidad, en T/h.

B: Ancho de la mandíbula, en m. Se elige una anchura de 1.2 m.

d: Tamaño medio del material triturado, en m: 0.15 m.

s: Amplitud de oscilación de la mandíbula oscilante, en m: 0.05 m.

n: Vueltas por minuto.

μ : Grado de llenado del material triturado. Varía entre el 25 y el 50 %. En este caso, será del 30 %.

Y: Peso específico del material a triturar, en T/m³. 2.70 T/m³.

$$Q = 150 \cdot 161.88 \cdot 1.2 \cdot 0.05 \cdot 0.15 \cdot 0.3 \cdot 2.7 = 177 \text{ T/h}$$

El caudal de caliza que puede recibir el triturador es mayor que el que se recibe en la planta, por lo que no será necesario que esta máquina se encuentre en funcionamiento durante todo el día.

Energía para el accionamiento

La energía para el accionamiento de los trituradores de mandíbulas se calcula de la siguiente manera según la fórmula de Lewenson:

$$N = \frac{n \cdot b \cdot (D^2 - d^2)}{0.34}$$

Siendo:

N: Potencia del motor para el triturado de mandíbulas, en CV.

n: Vueltas/minuto en el eje de transmisión.

b: Ancho de la mandíbula móvil, en m.

D: Tamaño medio del material de alimentación, en m: 0.6 m.

d: Tamaño medio del material triturado, en m: 0.15 m

$$N = \frac{161.88 \cdot 1.2 \cdot (0.6^2 - 0.15^2)}{0.34} = 192.83 \text{ CV}$$

12.2.2. Trituradora secundaria de caliza. Triturador giratorio

Es una trituradora giratoria del tipo Symons. Se parte de un material con un tamaño medio de 0.15 m y se desea obtener un producto de 0.012 a 0.015 m, con lo que se espera un grado de reducción de 8:1.

Para poder dimensionar el triturador es imprescindible conocer el número de revoluciones partiendo del ángulo del cono triturador α .

$$n = 133 \cdot \sqrt{\frac{\text{sen } \alpha - (f \cdot \cos \alpha)}{l}}$$

Siendo

n: N° de revoluciones por minuto

α : Ángulo del cono triturador (entre 39° y 45°), en este caso 41°.

l: Longitud de la abertura de descarga. Debe ser aproximadamente 4 veces mayor que el diámetro de salida del material (0.015 m). Será de 0.05 m.

f: Coeficiente de rozamiento entre el material a triturar y el cono. Habitualmente, se considera que es 0.3.

$$n = 133 \cdot \sqrt{\frac{\text{sen } 41^\circ - (0.3 \cdot \cos 41^\circ)}{0.05}} = 389.87 \text{ rpm}$$

Teniendo en cuenta el caudal de caliza procedente de la trituradora primaria, el dimensionado se realiza con la ecuación de Symons:

$$D = \sqrt{\frac{Q}{6.8 \cdot d \cdot n \cdot \gamma}}$$

Siendo:

Q: Caudal del triturador: 177 T/h.

γ : Peso específico del material triturado, 1.80 T/m³.

d: Tamaño medio del material triturado, 0.012 m.

n: N° de revoluciones por minuto, 389.87 rpm.

D: Diámetro de la base del cono triturador, en m.

$$D = \sqrt{\frac{177}{6.8 \cdot 0.012 \cdot 389.87 \cdot 1.80}} = 1.76 \text{ m}$$

Potencia de accionamiento

Se calcula utilizando la fórmula de Lewenson:

$$N = \frac{D \cdot n \cdot (d_1^2 - d_2^2)}{0.2 \cdot \eta}$$

Siendo:

n: Nº de rpm, 398.87 rpm.

d₁: Tamaño medio del material de alimentación, 0.15 m

d₂: Tamaño medio del material triturado, 0.012 m

D: Diámetro de la base del cono triturador, 1.76 m.

η: Coeficiente de seguridad, se considera que debe ser del 85 %.

N: Potencia del motor.

$$N = \frac{1.76 \cdot 398.87 \cdot (0.15^2 - 0.012^2)}{0.2 \cdot 0.85} = 92.22 \text{ CV}$$

12.2.3. Trituración de la arcilla. Triturador de rodillos

La trituradora seleccionada es la de rodillos al ser la más idónea para materiales húmedos

En la trituración de arcilla, el objetivo es desmenuzar las rocas más grandes (0.5 m) hasta alcanzar un tamaño de 0.01 m. Para ello se ha diseñado una trituradora de dos etapas.

Se precisa de un caudal de 18.17 T/h de arcilla para abastecer las necesidades de la planta de producción. Sin embargo, la trituradora tendrá un caudal que triplicará dicha cantidad para reducir así la jornada de trabajo de la máquina a 8 horas diarias. (54.50 T/h)

Primera etapa

Desmenuzar la roca de 0.5 a 0.05 m a velocidad media para evitar un desgaste excesivo. Cálculo del diámetro de los rodillos:

$$D = \frac{Q}{3600 \cdot W \cdot v \cdot \eta \cdot \gamma} = \frac{54.50}{3600 \cdot 0.0666 \cdot 1 \cdot 0.25 \cdot 1.6} = 0.57 \text{ m}$$

Siendo:

Q: Caudal, 54.50 T/h.

W: Separación entre los rodillos, 0.0666 m (aprox. 4/3 del tamaño final de la arcilla).

γ : Densidad volumétrica del material, 1.6 T/m³.

v: Velocidad periférica de los rodillos. Se considera una buena velocidad 1 m/s.

j: Rendimiento, 0.25. (Oscila de 0.25 a 0.5).

D= Diámetro de los rodillos, 0.57 m.

La longitud de los rodillos se calcula mediante la relación: $L/D = 3-3.2$

$$L = 3 \cdot D = 3 \cdot 0.57 = 1.70 \text{ m}$$

- Potencia de accionamiento

La fórmula a aplicar es la siguiente:

$$N = \frac{G}{W} \cdot Q \cdot f \cdot 0.736 = \frac{0.50}{0.05} \cdot 54.50 \cdot 0.1 \cdot 0.736 = 40.11 \text{ kW}$$

En la que:

G: Tamaño de la alimentación, 0.50 m.

W: Tamaño final, 0.05 m.

Q: Caudal, 54.50 T/h.

f: Coeficiente que depende de la clase de material que se tritura, 0.1 para arcilla.

N = consumo de energía, 40.11 kW.

Incrementando la potencia un 15 % por seguridad:

$$N_t = 40.11 \cdot 1.15 = 46.13 \text{ kW}$$

Segunda etapa

Desmenuzar la roca de 0.05 a 0.01 m a velocidad baja para evitar un desgaste excesivo. Cálculo del diámetro de los rodillos:

$$D = \frac{Q}{3600 \cdot W \cdot v \cdot \eta \cdot \gamma} = \frac{54.50}{3600 \cdot 0.0133 \cdot 2 \cdot 0.5 \cdot 1.6} = 0.71 \text{ m}$$

Siendo:

Q: Caudal, 54.50 T/h.

W: Separación entre los rodillos, 0.0133 m (aprox. 4/3 del tamaño final de la arcilla).

γ : Densidad volumétrica del material, 1.6 T/m³.

v: Velocidad periférica de los rodillos. Se debe aumentar la velocidad con respecto a la etapa anterior, pero no demasiado. Se establece que será de 2 m/s.

j: Rendimiento, 0.50. (Oscila de 0.25 a 0.50).

D= Diámetro de los rodillos, 0.71 m.

La longitud de los rodillos se calcula mediante la relación: $L/D = 3-3.2$

$$L = 3 \cdot D = 3 \cdot 0.71 = 2.13 \text{ m}$$

- Potencia de accionamiento

$$N = \frac{G}{W} \cdot Q \cdot f \cdot 0.736 = \frac{0.05}{0.01} \cdot 54.50 \cdot 0.1 \cdot 0.736 = 20.06 \text{ kW}$$

En la que:

G: Tamaño de la alimentación, 0.05 m.

W: Tamaño final, 0.01 m.

Q: Caudal, 54.50 T/h.

f: Coeficiente que depende de la clase de material que se tritura, 0.1 para arcilla.

N = consumo de energía, 20.06 kW.

Incrementando la potencia un 15 % por seguridad:

$$N_t = 20.06 \cdot 1.15 = 23.06 \text{ kW}$$

12.2.4. Almacenamiento-prehomogeneización de caliza

El almacenamiento y la prehomogeneización se realizan conjuntamente. La caliza se deja dividida en dos filas del tipo Windrow y la colocación es por capas. El tiempo de permanencia es de 7 días, ya que es preciso airear y no depender tanto del funcionamiento de la cantera.

En 7 días se precisarán 12425.62 T de caliza.

Cada pila tendrá las siguientes dimensiones:

$$\tan \alpha = \frac{h}{\frac{1}{2} \cdot B}$$

α : Talud natural de la caliza. Se considera que debe ser de 40°.

h: Altura de la pila.

B: Base de la pila.

$$V = \frac{B \cdot h}{2} \cdot L = \frac{Q}{\gamma} = \frac{6212.81}{1.8} = 3451.56 \text{ m}^3$$

V: Volumen de la pila.

γ : Densidad volumétrica del material, 1.8 T/m³.

Q: Capacidad: 6212.81 T de caliza. (12425.62/2).

La relación en el cono es de L/B=6.

$$V = \frac{B \cdot h}{2} \cdot 6 \cdot B = \frac{B \cdot \frac{B \cdot \tan 40}{2}}{2} \cdot 6 \cdot B = 3451.56 \text{ m}^3$$

$$B = 14.00 \text{ m}$$

$$L = 6 \cdot B = 6 \cdot 14.00 = 84.00 \text{ m}$$

$$h = \frac{V \cdot 2}{B \cdot L} = \frac{3451.56 \cdot 2}{14.00 \cdot 84.00} = 5.87 \text{ m}$$

La superficie de cada fila es de 1176.00 m², y la superficie de las dos, incluido un espacio de maniobra del 20 %, es de 2822.4 m².

12.2.5. Almacenamiento-prehomogeneización de arcilla

El almacenamiento y la prehomogeneización se realizan conjuntamente y tiene el mismo diseño que la de caliza. Por tanto, está dividida en dos filas del tipo Windrow y la colocación es por capas. El tiempo de permanencia es de 7 días, ya que es preciso airear y no depender tanto del funcionamiento de la cantera.

A la semana se precisarán 3296.16 T de arcilla.

Cada pila tendrá las siguientes dimensiones:

$$\tan \alpha = \frac{h}{\frac{1}{2} \cdot B}$$

α : Talud natural de la caliza. Se considera que debe ser de 45°.

h: Altura de la pila.

B: Base de la pila.

$$V = \frac{B \cdot h}{2} \cdot L = \frac{Q}{\gamma} = \frac{1648.08}{1.6} = 1030.05 \text{ m}^3$$

V: Volumen de la pila.

γ : Densidad volumétrica del material, 1.6 T/m³.

Q: Capacidad: 1648.08 T de caliza. (3296.16/2).

La relación en el cono es de L/B=6.

$$V = \frac{B \cdot h}{2} \cdot 6 \cdot B = \frac{B \cdot \frac{B \cdot \tan 45}{2}}{2} \cdot 6 \cdot B = 1030.05 \text{ m}^3$$

$$B = 8.82 \text{ m}$$

$$L = 6 \cdot B = 6 \cdot 8.82 = 52.93 \text{ m}$$

$$h = \frac{V \cdot 2}{B \cdot L} = \frac{1030.05 \cdot 2}{8.82 \cdot 52.93} = 4.41 \text{ m}$$

La superficie de cada fila es de 466.84 m^2 , y la superficie de las dos, incluido un espacio de maniobra del 20 %, es de 1120.42 m^2 .

12.2.6. Molienda del crudo

Solamente son óptimas las dimensiones del tubo de un molino cuando para un caudal dado tienen el peso mínimo.

Para el dimensionado del molino horizontal de tres cámaras con dos separadores, se han calculado la longitud total y mediante valores tabulados, se ha calculado el diámetro de cada cámara.

Dimensionado del molino

Mediante la fórmula de Jacob se ha obtenido la longitud total del molino:

$$V = \frac{20000 \cdot P \cdot D_{MB}}{a \cdot D_M \cdot M_Z}$$

Siendo,

M_Z : Índice de capacidad. Según la medida de capacidad, se pueden investigar molinos tubulares de todo tipo y dimensiones respecto a su trabajo de molienda. El índice o medida de capacidad óptima es 100.

P : Caudal del molino, en T/h. Es de 93.58 T de crudo/h.

a : Caudal específico del material molido, en kg/kWh. La medida de la capacidad tiene en cuenta la superficie específica creada (Blaine) porque en ella se expresa del mejor modo el trabajo de molienda. El caudal específico para clínker de cemento, en kg/kWh, se estableció con ayuda de determinaciones de molturabilidad; éste es de 40 kg/kWh para una s.e. Blaine de $2650 \text{ cm}^2/\text{gr}$.

D_{MB} = Referencia al diámetro del trayecto de molienda. Como referencia para el volumen del recinto de molienda se elige el diámetro libre de la trayectoria de molienda: $D_{MB} = 1.0$.

D_M = Diámetro medio de las trayectorias de molienda, en m.

V = Volumen del recinto de molienda, m^3 .

Para poder conocer el diámetro interno medio del horno se emplea la definición de volumen:

$$V = \frac{\pi \cdot D_M^2}{4} \cdot L$$

Siendo L la longitud, y cumpliéndose para este tipo de molinos de tres cámaras que $L/D=3.7$, se obtiene:

$$P = \frac{a \cdot D_M \cdot M_Z \cdot \frac{\pi \cdot D_M^2}{4} \cdot \frac{L}{D_M} \cdot D_M}{20000 \cdot D_{MB}}$$

$$93.58 = \frac{40 \cdot D_M \cdot 100 \cdot \frac{\pi \cdot D_M^2}{4} \cdot 3.7 \cdot D_M}{20000 \cdot 1.0}$$

$$D_M^4 = \frac{20000 \cdot 1.0 \cdot 93.58}{40 \cdot 100 \cdot \frac{\pi}{4} \cdot 3.7} = 146.54$$

$$D_M = \sqrt[4]{146.54} = 3.56 \text{ m}$$

Por lo tanto,

$$L = 3.7 \cdot D_M = 3.7 \cdot 3.56 = 13.18 \text{ m}$$

$$V = \frac{\pi \cdot 3.56^2}{4} \cdot 13.18 = 131.19 \text{ m}^3$$

A estas dimensiones se les debe añadir el espesor de la chapa al diámetro útil, que para diámetros de entre 2.5 y 3.5 m corresponde a 38 mm, y la anchura de los dos separadores a la longitud útil, que para molinos de 3 cámaras es de 15 mm para el primer separador y 27 cm para el segundo. Por tanto:

$$D_{real} = 3.56 + 2 \cdot 0.038 = 3.63 \text{ m}$$

$$L_{real} = 13.18 + 0.015 + 0.27 = 13.46 \text{ m}$$

A continuación se calculan las dimensiones de cada cámara. Las proporciones vienen tabuladas de la siguiente manera:

- *Cámara 1:*

Longitud: 20 % del total

$$L_1 = 0.2 \cdot L = 0.2 \cdot 13.18 = 2.64 \text{ m}$$

- *Cámara 2:*

Longitud: 30 % del total

$$L_2 = 0.3 \cdot L = 0.3 \cdot 13.18 = 3.95 \text{ m}$$

- *Cámara 3:*

Longitud: 50 % del total

$$L_3 = 0.5 \cdot L = 0.5 \cdot 13.18 = 6.59 \text{ m}$$

Tamaño máximo de los cuerpos molidores

El tamaño máximo de los cuerpos molidores debe de ser el suficiente para moler las partículas de material más gruesas.

Si los cuerpos molidores son demasiado grandes, deterioran el revestimiento interno del molino, además de reducir la economía de molienda.

La fórmula empleada para determinar el tamaño máximo es la fórmula de Bond:

$$B = \sqrt{\frac{F}{K}} \cdot \sqrt[3]{\frac{S \cdot W_i}{C_s \cdot \sqrt{D}}}$$

Donde:

K: Constante. 335 para molinos de bolas por vía seca.

F: Tamaño de grano de alimentación en μm ; 10000 μm .

S: Peso específico del material de molienda, en g/cm^3 . 1.7 g/cm^3 .

W_i : Índice de trabajo, en kW/T . Suele tener un valor comprendido entre 10 y 15 kW/T . Para el presente molino, 10.50 kWh/T .

C_s : Porcentaje de velocidad crítica del molino. Varía entre el 70 y el 75 %. En este caso, se elige 71 %.

D: Diámetro efectivo del molino, en pies. 3.56 m = 11.68 ft.

B: Diámetro de la bola para molienda, en pulgadas.

$$B = \sqrt{\frac{10000}{335}} \cdot \sqrt[3]{\frac{1.7 \cdot 10.50}{71 \cdot \sqrt{11.68}}} = 2.29'' \cong 2\frac{1}{3}''$$

Grado de llenado

Para el cálculo del grado de llenado para cada cámara se emplea la siguiente ecuación:

$$Q = \frac{D \cdot \pi}{4} \cdot L \cdot p \cdot R$$

Donde:

D: Diámetro del molino = 3.56 m.

L: Longitud de cada cámara, en m.

P: Peso específico de los cuerpos molturadores. En la 1ª y 3ª cámara es de 4.5 T/m^3 y en la segunda es de 4.65 T/m^3 .

R = % de llenado según la cámara. La primera: 29 %, la segunda del 32 % y la tercera del 23 %. Estos datos están tabulados en el Manual Tecnológico del Cemento [1].

- Cámara 1

$$Q_1 = \frac{3.56 \cdot \pi}{4} \cdot 2.64 \cdot 4.5 \cdot 0.29 = 9.63 \text{ T de bolas}$$

- Cámara 2

$$Q_2 = \frac{3.56 \cdot \pi}{4} \cdot 3.95 \cdot 4.65 \cdot 0.32 = 16.43 \text{ T de bolas}$$

- Cámara 3

$$Q_3 = \frac{3.56 \cdot \pi}{4} \cdot 6.59 \cdot 4.5 \cdot 0.23 = 19.07 \text{ T de bolas}$$

$$Q_{\text{total}} = \sum Q_i = 45.13 \text{ T}$$

Diámetro de los cuerpos molturadores

El diámetro es menor en cada cámara para conseguir la superficie específica idónea en cada momento.

- Cámara 1

$$\phi_1 = 2\frac{1}{3}'' = 5.93 \text{ cm}$$

- Cámara 2

$$\phi_2 = 2'' = 5.08 \text{ cm}$$

- Cámara 3

$$\phi_1 = 1\frac{2}{3}'' = 4.23 \text{ cm}$$

Volumen de los cuerpos modulares

La fórmula a aplicar es:

$$V = \frac{Q}{P}$$

Dónde

P: Peso específico de los cuerpos molturadores. En la 1ª y 3ª cámara es de 4.5 T/m³ y en la segunda es de 4.65 T/m³.

Q: Peso de las bolas molturadoras que hay en cada cámara.

- Cámara 1

$$V_1 = \frac{9.63 \text{ T}}{4.5 \frac{\text{T}}{\text{m}^3}} = 2.14 \text{ m}^3$$

- Cámara 2

$$V_2 = \frac{16.43 \text{ T}}{4.65 \frac{\text{T}}{\text{m}^3}} = 3.53 \text{ m}^3$$

- Cámara 3

$$V_3 = \frac{19.07 \text{ T}}{4.5 \frac{\text{T}}{\text{m}^3}} = 4.24 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{total}} = \sum V_i = 9.91 \text{ m}^3$$

Velocidad del molino

La velocidad crítica de rotación del molino se calcula mediante la fórmula:

$$n_c = \frac{42.3}{\sqrt{D - d}}$$

Siendo

n_c : Velocidad crítica.

D: Diámetro del molino; 3.56 m.

d: Diámetro medio de las bolas molturadoras, 0.025 m.

Por lo tanto:

$$n_c = \frac{42.3}{\sqrt{3.56 - 0.052}} = 22.58 \text{ rpm}$$

Esta velocidad es aquella en que la fuerza centrífuga anula la influencia que la gravedad opera sobre las bolas. En esta situación, los cuerpos moledores no caen y por lo tanto, no prestan ningún servicio de molienda.

El número de vueltas que en la práctica se aplica de modo general está comprendido entre el 65-90 % de la velocidad crítica. En este caso, será del 71 %.

$$22.58 \cdot 0.71 = 16.03 \text{ rpm}$$

Potencia del accionamiento

La potencia se calcula de acuerdo con la ecuación siguiente:

$$N = c \cdot Q \cdot D \cdot n$$

Siendo:

N: Potencia del molino, en kW.

c: Factor de potencia. Para este tipo de molinos es de 0.235, según Labahn [2].

Q: Relleno de cuerpos moledores, 45.13 T bolas.

D: Diámetro interno del molino, 3.56 m.

n: Velocidad del molino, 16.03 rpm.

$$N = 0.235 \cdot 45.13 \cdot 3.56 \cdot 16.03 = 605.22 \text{ kW}$$

A esta potencia se le debe añadir la potencia necesaria para mover el ventilador y el separador. Los valores aproximados para estos dispositivos es de un 15 % adicional, por tanto:

$$N_t = 605.22 \cdot 1.15 = 696.01 \text{ kW}$$

Aplicándole un rendimiento global del 90 %:

$$N_r = 696.01 \cdot 1.10 = 765.61 \text{ kW}$$

12.2.7. Almacenamiento-homogeneización de crudo

El almacenaje del crudo tras ser molido se sitúa en silos cilíndricos con el objeto de disponer de él en cantidades suficientes durante 4 días. Por ello, las dimensiones de estos silos son las siguientes:

Volumen de crudo a almacenar

$$V = 2147.86 \frac{T}{\text{día}} \cdot 4 \text{ días} \cdot \frac{1 \text{ m}^3}{1.7 T} = 5053.78 \text{ m}^3 \text{ de crudo}$$

Nº de silos: 3

Volumen por silo: 1684.59 m^3

Relación H (altura)/D: 3

Diámetro de cada silo:

$$D = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot V_s}{3 \cdot \pi}} = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot 1684.59}{3 \cdot \pi}} = 8.94 \text{ m}$$

La altura de cada silo

$$H = 3 \cdot D = 3 \cdot 8.94 = 26.82 \text{ m}$$

Se subdivide el fondo del silo en cuatro campos de aireación. En todo momento, solo uno de los campos dispuestos en la periferia del silo está siendo aireado de modo intenso. En este intervalo, el resto de los campos está siendo alimentado con aire para soltar las partículas del crudo. Esto origina un movimiento turbulento de la mezcla crudo-aire, de modo que se crea un movimiento de cizalla dirigido hacia abajo en el resto de los campos. En la figura 12.3 se muestra un esquema del funcionamiento de dicho sistema.

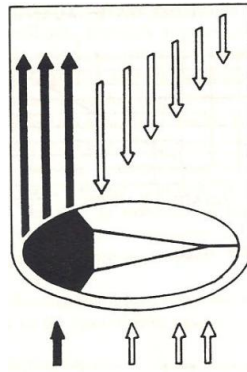


Figura 12.3. Aireación de fondo de silo por corrientes cortantes

La exigencia de energía del soplante es de 0.1 kWh por tonelada de crudo, por lo que:

$$2147.86 \frac{T \text{ de crudo}}{\text{día}} \cdot \frac{1 \text{ día}}{24 \text{ h}} \cdot \frac{0.1 \text{ kWh}}{T \text{ de crudo}} = 2.98 \frac{\text{kWh}}{\text{silo}} = 8.95 \text{ kW totales}$$

12.2.8. Intercambiador de ciclones

El dimensionado del intercambiador se centrará en el cálculo de los diámetros de cada ciclón, de la cámara de mezcla (precalcinación), tubería de salida de gases y el exhaustor. El resto de datos están tabulados.

Para el cálculo del diámetro de cada ciclón se emplea la fórmula desarrollada por el Instituto Gipracement (de la antigua URSS), puesto que son específicas para el empleo en la industria cementera. Ésta fórmula es la siguiente:

$$D = 0,536 \cdot \sqrt[4]{\frac{(V_s)^2 \cdot V_r \cdot e}{\Delta p}}$$

Siendo

D: Diámetro del ciclón, en metros.

V_s: Volumen del gas que pasa por el ciclón, en m³/seg.

K: Concentración de partículas de crudo en los gases.

V_T: Peso específico del gas que pasa por el ciclón a una temperatura T.

$$V_T = \frac{273}{273 + T} + K$$

K: Concentración de partículas de crudo en los gases.

e: Coeficiente para la pérdida de presión, que es de 110.

Δp: Pérdida de presión en el ciclón, en mm de agua.

La distribución de temperaturas (en °C) de los gases de cada tramo de un intercambiador se distribuyen, según el Manual Tecnológico del Cemento [1], como aparece en la figura 12.10.

Tabla 12.10. Temperatura de los gases a lo largo del intercambiador de ciclones (en °C)

Tramo	Entrada	Salida	Tª media
IV	1000	820	910
III	820	670	745
II	670	530	600
I	530	330	430

La pérdida de presión global por el paso de los gases a través del intercambiador, según indica Walter H. Duda [1], es de unos 550 mm de columna de agua. El par de ciclones del tramo IV son los que tienen mayor pérdida de carga, aproximadamente 150 mm de columna de agua. El resto se divide aproximadamente

en 50 mm de columna de agua para cada ciclón, y 150 mm de columna de agua en las tuberías de conexión de un tramo con otro.

El volumen de los gases que atraviesan el ciclón a la temperatura media será:

$$V_s = V_o \cdot \frac{273 + T}{273}$$

V_o : Volumen en condiciones normales de gases que pasan por el intercambiador de calor. Según los balances de materia, es de 79145.63 m³/h (96284.23 kg/h).

- *Tramo I*

$$V_{430^{\circ}C} = 79145.63 \frac{m^3}{h} \cdot \frac{273 + 430}{273} \cdot \frac{1 h}{3600 s} = 56.61 \frac{m^3}{s}$$

- *Tramo II*

$$V_{600^{\circ}C} = 79145.63 \frac{m^3}{h} \cdot \frac{273 + 600}{273} \cdot \frac{1 h}{3600 s} = 70.30 \frac{m^3}{s}$$

- *Tramo III*

$$V_{745^{\circ}C} = 79145.63 \frac{m^3}{h} \cdot \frac{273 + 745}{273} \cdot \frac{1 h}{3600 s} = 81.98 \frac{m^3}{s}$$

- *Tramo IV*

$$V_{910^{\circ}C} = 79145.63 \frac{m^3}{h} \cdot \frac{273 + 910}{273} \cdot \frac{1 h}{3600 s} = 95.27 \frac{m^3}{s}$$

En cada tramo pasan, según los cálculos realizados en el balance de materia, 89494 kg de crudo a la hora. Pasando este dato a kg/s:

$$\frac{89494 \frac{kg}{h}}{3600 \frac{seg}{h}} = 24.86 \frac{kg}{seg}$$

Se obtiene la concentración de harina de crudo en cada tramo de intercambiador con la relación:

$$K = \frac{\text{Flujo másico de crudo en polvo}}{\text{Flujo volumétrico de gases}}$$

$$K_I = \frac{24.86 \frac{kg}{s}}{56.61 \frac{m^3}{s}} = 0.44 \frac{kg \text{ crudo}}{m^3 \text{ gas}}$$

$$K_{II} = \frac{24.86 \frac{kg}{s}}{70.30 \frac{m^3}{s}} = 0.35 \frac{kg \text{ crudo}}{m^3 \text{ gas}}$$

$$K_{III} = \frac{24.86 \frac{kg}{s}}{81.98 \frac{m^3}{s}} = 0.30 \frac{kg \text{ crudo}}{m^3 \text{ gas}}$$

$$K_{IV} = \frac{24.86 \frac{kg}{s}}{95.27 \frac{m^3}{s}} = 0.26 \frac{kg \text{ crudo}}{m^3 \text{ gas}}$$

Una vez calculados todos los datos, se aplica la fórmula para hallar el diámetro de cada ciclón.

El tramo I está compuesto por dos ciclones simétricos. El volumen de gases que atraviesa dicho tramo habrá que dividirlo entre dos, obteniendo de este modo el volumen de gases en m³/s que pasa por cada uno de los ciclones.

$$D_I = 0.536 \cdot \sqrt[4]{\frac{(28.30)^2 \cdot \left(\frac{273}{273 + 430} + 0.44\right) \cdot 110}{150}} = 2.52 \text{ m}$$

$$D_{II} = 0.536 \cdot \sqrt[4]{\frac{(70.30)^2 \cdot \left(\frac{273}{273 + 600} + 0.35\right) \cdot 110}{50}} = 4.94 \text{ m}$$

$$D_{III} = 0.536 \cdot \sqrt[4]{\frac{(81.98)^2 \cdot \left(\frac{273}{273 + 745} + 0.30\right) \cdot 110}{50}} = 5.13 \text{ m}$$

$$D_{IV} = 0.536 \cdot \sqrt[4]{\frac{(95.27)^2 \cdot \left(\frac{273}{273 + 910} + 0.26\right) \cdot 110}{50}} = 5.33 \text{ m}$$

Dado que los fabricantes construyen siempre los ciclones del tramo II, III, y IV de igual diámetro, se elegirá el diámetro medio de los diámetros mencionados:

$$D_m = \frac{4.94 + 5.13 + 5.33}{3} = 5.13 \text{ m}$$

A los diámetros internos calculados hay que sumarle el espesor del refractario, que en este caso es de 180 mm. Por tanto, los diámetros quedan de la siguiente manera:

$$D_I = 2.52 \text{ m} + (0.180 \cdot 2)m = 2.88 \text{ m}$$

$$D_m = 5.13 \text{ m} + (0.180 \cdot 2)m = 5.49$$

Cálculo de las tuberías

El cálculo de la sección de la tubería que conecta los ciclones de cada tramo, se realiza en función del volumen de gases que lleva y su velocidad, que es de unos 21 m/s, según Walter H. Duda [1].

A través de esta gran velocidad se consigue que el crudo que se dosifica en los tramos inferiores de éstas tuberías suba arrastrado por la corriente de gas al ciclón inmediatamente superior.

La sección de cada tramo vendrá dada por el cociente entre el volumen de gases a la temperatura media que circulan por la tubería y la velocidad de dichos gases.

- Tramo I

$$\frac{56.61 \frac{m^3}{s}}{21 \frac{m}{s}} = 2.69 m^2$$

- Tramo II

$$\frac{70.30 \frac{m^3}{s}}{21 \frac{m}{s}} = 3.35 m^2$$

- Tramo III

$$\frac{81.98 \frac{m^3}{s}}{21 \frac{m}{s}} = 3.90 m^2$$

- Tramo IV

$$\frac{95.27 \frac{m^3}{s}}{21 \frac{m}{s}} = 4.54 m^2$$

Refractario del intercambiador de ciclones

En las figuras 12.4 y 12.5. se muestra como se coloca el material refractario del intercambiador de ciclones:

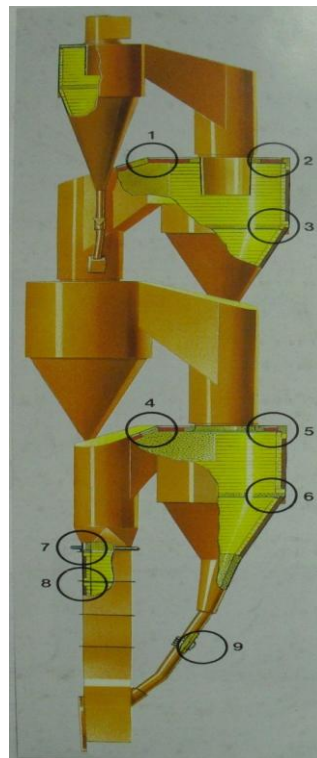


Figura 12.4. Refractario de un intercambiador de ciclones

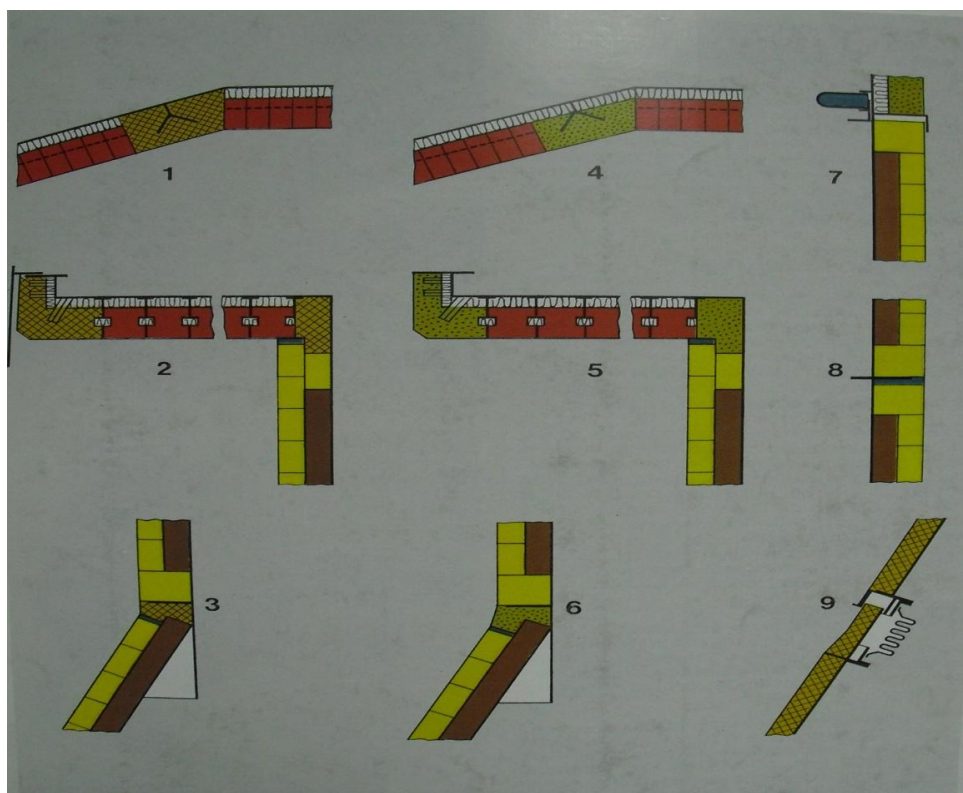










Figura 12.5. Distintas partes del intercambiador recubiertas de material refractario

Tabla 12.11. Materiales utilizados como refractarios en el intercambiador

Datos técnicos (tolerancias)			
		Temperatura de servicio	Resistencia a la compresión en frío
	Ladrillo de chamota	1300 – 1400°C	150 kgf/cm²
		2370 – 2550°F	2100 psi
	Ladrillo de chamota suspendido en cubiertas	1300 – 1450°C	250 kgf/cm²
		2370 – 2640°F	3500 psi
	Ladrillo de revestimiento aislante	850 – 1000°C	25 – 50 kgf/cm²
		1650 – 1830°F	400 – 700 psi
	Masa hidráulica	1300 – 1400°C	200 – 250 kgf/cm²
		2370 – 2550°F	2800 – 3500 psi
	Masa hidráulica	1200 – 1500°C	250 – 500 kgf/cm²
		2190 – 2730°F	3500 – 7000 psi
	Material aislante	900 – 1000°C	14 – 16 kgf/cm²
		1650 – 1830°F	200 – 225 psi
Conductividad térmica			
		0,17 – 0,19 kcal/m²/h/m/°C	
		1,4 – 1,6 Btu/ft²/h/in/°F	
		0,05 – 0,07 kcal/m²/h/m/°C	
		0,40 – 0,55 Btu/ft²/h/in/°F	

12.2.9. Horno rotatorio

Cálculo del diámetro del horno

A pesar de los numerosos trabajos dirigidos a expresar por una parte, las características de transporte del material dentro del horno y por otra las del intercambio térmico del proceso de cocción en el interior del horno rotativo, todavía hoy en día, no se ha encontrado una fórmula reconocida de forma universal que permita la determinación de las dimensiones de un horno rotatorio.

Para calcular el diámetro interno, Frankenberger propuso una fórmula que es válida para diámetros tales que $2.3 < D_i < 5$ m.:

$$Q = 3.14 \cdot 10^6 \cdot D_i^3$$

Q: Caudal de calor que se introduce por hora (kJ/h)

$$Q = 60531899.66 \frac{\text{kcal}}{\text{h}} \cdot 4.18 \frac{\text{kJ}}{\text{kcal}} = 253023337.9 \frac{\text{kJ}}{\text{h}}$$

Y despejando la ecuación anterior se obtiene:

$$D_i = \sqrt[3]{\frac{253023337.9}{3.14 \cdot 10^6}} = 4.32 \text{ m}$$

Para hallar el diámetro externo se debe de tener en cuenta el espesor de la chapa del horno y también el espesor del recubrimiento del refractario

$$e_{\text{chapa}} = 90 \text{ mm}$$

$$e_{\text{refractario}} = 200 \text{ mm}$$

$$D_e = D_i + e_{\text{chapa}} + e_{\text{refract}} = 4.32 + (2 \cdot 0.090) + (2 \cdot 0.200) = 4.90 \text{ m.}$$

Para calcular la longitud del horno se emplea la fórmula obtenida por Frankenberg para hornos con intercambiador;

$$L = 12.7 \cdot D_i^{1.2}$$

$$L = 12.7 \cdot 4.32^{1.2} = 73.52 \text{ m}$$

Pendiente del horno y grado de llenado

Bohman postuló que la pendiente para hornos de más de 3 m de diámetro debe ser de 1.790 °, que a su vez corresponde a un 3.12 %. Este 3.12 % se calcula teniendo como referencia que el 100 % son 45 ° y por tanto L_H , que es la altura del extremo de entrada del material respecto a la horizontal es de:

$$L_H = \text{sen } 1.79 \cdot L = \text{sen } 1.79 \cdot 73.52 = 2.30 \text{ m}$$

Las pendientes pequeñas requieren velocidades más altas y esto ofrece la ventaja de favorecer la mezcla del material originando un intercambio de calor más intenso. También, si la inclinación es pequeña, se alcanza un grado de llenado más alto.

Como fruto de la experiencia de explotación de hornos rotatorios, se ha obtenido que las pendientes de los hornos que se indican a continuación corresponden a los grados de llenado marcados como óptimos que de muestran en la tabla 12.12.

Tabla 12.12. Relación entre la pendiente de un horno rotatorio y su grado de llenado.

Pendiente del horno %	Grado de llenado correspondiente
4.50 %	9 %
4.00 %	10 %
3.50 %	11 %
3.00 %	12 %
2.50 %	13 %

El material ocupa un segmento de la sección del horno rotatorio. A la relación entre el área de este segmento y la sección total del horno se le llama grado de llenado del horno y como puede observarse en la tabla anterior, corresponde aproximadamente al 12 %.

Velocidad angular (nº de vueltas al horno)

La velocidad periférica óptima está entre los 36 y 40 cm/s. Para el caso que se está desarrollando, se ha elegido la más pequeña puesto que favorece la correcta transmisión de calor. Por tanto la velocidad a la que gira el horno es de:

$$v_H = \frac{v_p}{\text{perímetro}} = \frac{v_p}{\pi \cdot D} = \frac{0.36 \frac{m}{s}}{\pi \cdot 4.32 \frac{m}{rev}} \cdot 60 \frac{s}{min} = 1.59 \text{ rpm}$$

Velocidad del material dentro del horno

Para conocer el tiempo de paso y la velocidad del material dentro del horno es preciso conocer el ángulo dado por la inclinación y el movimiento del horno:

$$\text{sen } \alpha = \frac{\text{sen } v}{\text{sen } \rho}$$

v: Es la inclinación, que es de un 3.12 %, Le corresponde un ángulo de 1.79 °.

p: Es el ángulo de caída del material en el horno, que es de 42.45 °.

$$\operatorname{sen} \alpha = \frac{\operatorname{sen} 1.79^{\circ}}{\operatorname{sen} 42.45^{\circ}} = 0.046$$

$$\alpha = 2.65^{\circ}$$

La velocidad del material dentro del horno viene dada por la siguiente expresión:

$$u = \pi \cdot d \cdot n \cdot \tan \alpha$$

Siendo:

u: Velocidad del material, en m/min.

d: Diámetro interno del horno.

n: Número de rpm.

α : Ángulo de la dirección del movimiento resultante del material.

Por lo que se obtiene:

$$u = \pi \cdot 4.32 \cdot 1.59 \cdot \tan 2.65 = 1.00 \text{ m/min}$$

Tiempo de permanencia

El tiempo en que el material permanece dentro del horno se calcula de la siguiente manera:

$$t = \frac{L}{u} = \frac{73.53 \text{ m}}{1.00 \frac{\text{m}}{\text{min}}} = 73.53 \text{ min}$$

Potencia necesaria

El cálculo se basa en dos componentes:

1. La fuerza para vencer el rozamiento.
2. La fuerza para sostener el movimiento de la carga.

La fórmula para calcular la fuerza de rozamiento viene dada por la siguiente expresión:

$$HP = \frac{W \cdot bd \cdot td \cdot N \cdot F \cdot 9.2 \cdot 10^{-6}}{rd}$$

Siendo:

HP: Potencia.

W: Carga total sobre los cojinetes de los rodillos de rodadura, en libras.

bd: Diámetro de los ejes de los rodillos, en pulgadas.

rd: Diámetro de los rodillos, en pulgadas.

td: Diámetro de los aros de rodadura, en pulgadas.

N: N° de vueltas del horno, v/min.

F: Coeficiente de rozamiento de los cojinetes de los rodillos:

F= 0.018 para lubricación por aceite.

F= 0.06 para lubricación con grasa consistente.

Entonces, teniendo en cuenta los diámetros útiles y reales del horno calculados previamente, se suponen los siguientes diámetros

Diámetro ejes rodillos:

$$bd = 15.75'' (0.40 \text{ m})$$

Diámetro rodillos

$$rd = 41'' (4.32 \text{ m})$$

Diámetro aro de rodadura

$$td = 157.5'' (4.00 \text{ m})$$

Nº de revoluciones

$$N = 1.59 \text{ rpm}$$

Lubricación por aceite

$$F = 0.018$$

- *Peso de la chapa y elementos del horno*

Espesor de la chapa: 90 mm = 0.090 m

Diámetro real (con chapa): 4.90 m

Diámetro sin contar la chapa: 4.50 m

Volumen del horno sin chapa:

$$V_{H1} = \pi \cdot r^2 \cdot L = \pi \cdot 2.25^2 \cdot 73.52 = 1169.28 \text{ m}^3$$

Volumen del horno con chapa

$$V_{H2} = \pi \cdot r^2 \cdot L = \pi \cdot 2.45^2 \cdot 73.52 = 1386.40 \text{ m}^3$$

Volumen de la chapa

$$V_{ch} = 1386.40 - 1169.28 = 217.11 \text{ m}^3$$

Peso específico de la chapa: 7850 kg/m^3

Peso total de la chapa del horno:

$$P_{ch} = 7850 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot 217.11 \text{ m}^3 = 1704315.5 \text{ kg} = 3756306.9 \text{ lb}$$

- *Peso del refractario*

Espesor del refractario: $200 \text{ mm} = 0.200 \text{ m}$.

Diámetro real (con refractario): 4.50 m .

Diámetro sin contar el refractario: 4.32 m .

Volumen del horno con refractario:

$$V_{H1} = \pi \cdot r^2 \cdot L = \pi \cdot 2.25^2 \cdot 73.52 = 1169.28 \text{ m}^3$$

Volumen del horno sin refractario

$$V_{H1} = \pi \cdot r^2 \cdot L = \pi \cdot 2.16^2 \cdot 73.52 = 1077.61 \text{ m}^3$$

Volumen del refractario

$$V_{ch} = 1169.28 - 1077.61 = 91.67 \text{ m}^3$$

Peso específico del refractario: 1900 kg/m^3

Peso del refractario:

$$P_{ch} = 1900 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot 91.67 \text{ m}^3 = 174176.7 \text{ kg} = 383885.4 \text{ lb}$$

- *Peso del material*

Para calcular el volumen del material se debe de tener en cuenta el grado de llenado:

$$\frac{\text{Área del segmento}}{\text{Área de sección}} = 0.12$$

$$\text{Área del segmento} = 0.12 \cdot \pi \cdot r^2 = 0.12 \cdot \pi \cdot 2.16^2 = 1.76 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen del material} = \text{Área} \cdot L = 1.76 \cdot 73.52 = 129.31 \text{ m}^3$$

Peso específico del material a triturar: 1.7 T/m^3 .

$$129.31 \text{ m}^3 \cdot 1.7 \frac{\text{T}}{\text{m}^3} = 219.833 \text{ T} = 219833 \text{ kg} = 484512.0 \text{ lb}$$

$$W = W_a + W_b + W_c = 3756306.9 + 383885.4 + 484512.0 = 4624704.3 \text{ lb}$$

A continuación ya se puede resolver la fórmula anterior:

$$HP_1 = \frac{4624704.3 \cdot 15.75 \cdot 157.5 \cdot 1.59 \cdot 0.018 \cdot 9.2 \cdot 10^{-6}}{41} = 73.67 \text{ HP}$$

La fórmula para la fuerza necesaria para sostener el movimiento de la carga (en HP) es:

$$HP_2 = (D \cdot \text{sen } \theta)^3 \cdot N \cdot L \cdot K$$

Siendo:

D: Diámetro del horno entre paredes del revestimiento refractario, en pies.

Sen θ : Función del grado de llenado. Se determina con la figura 12.6.

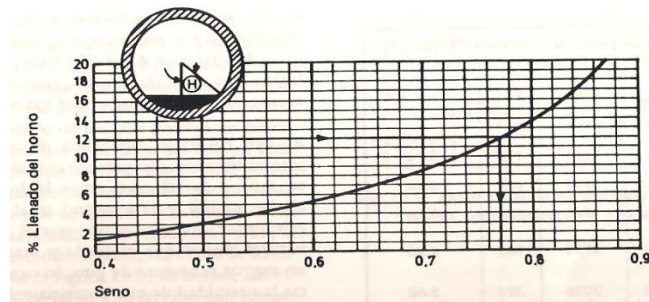


Figura 12.6. Diagrama para la determinación del valor del seno para el ángulo H a distintos grados de llenado

N : N° de rpm.

L : Longitud del horno, en pies.

K : Constante para el horno rotatorio. Para el clínker: $K = 0.00076$.

Entonces,

$$D = 4.32 \text{ m} = 14.18 \text{ ft}$$

$$\text{Sen } \theta = 0.77$$

$$N = 1.59 \text{ rpm}$$

$$L = 73.52 \text{ m} = 241.26 \text{ ft}$$

Por tanto,

$$HP_2 = (14.18 \cdot 0.77)^3 \cdot 1.59 \cdot 241.26 \cdot 0.00076 = 379.48 \text{ HP}$$

La potencia total de accionamiento es:

$$HP_1 + HP_2 = 73.67 + 379.48 = 453.15 \text{ HP} = 338.17 \text{ kW}$$

Refractario del horno

En la figura 12.7. se muestra como se coloca el material refractario del horno:

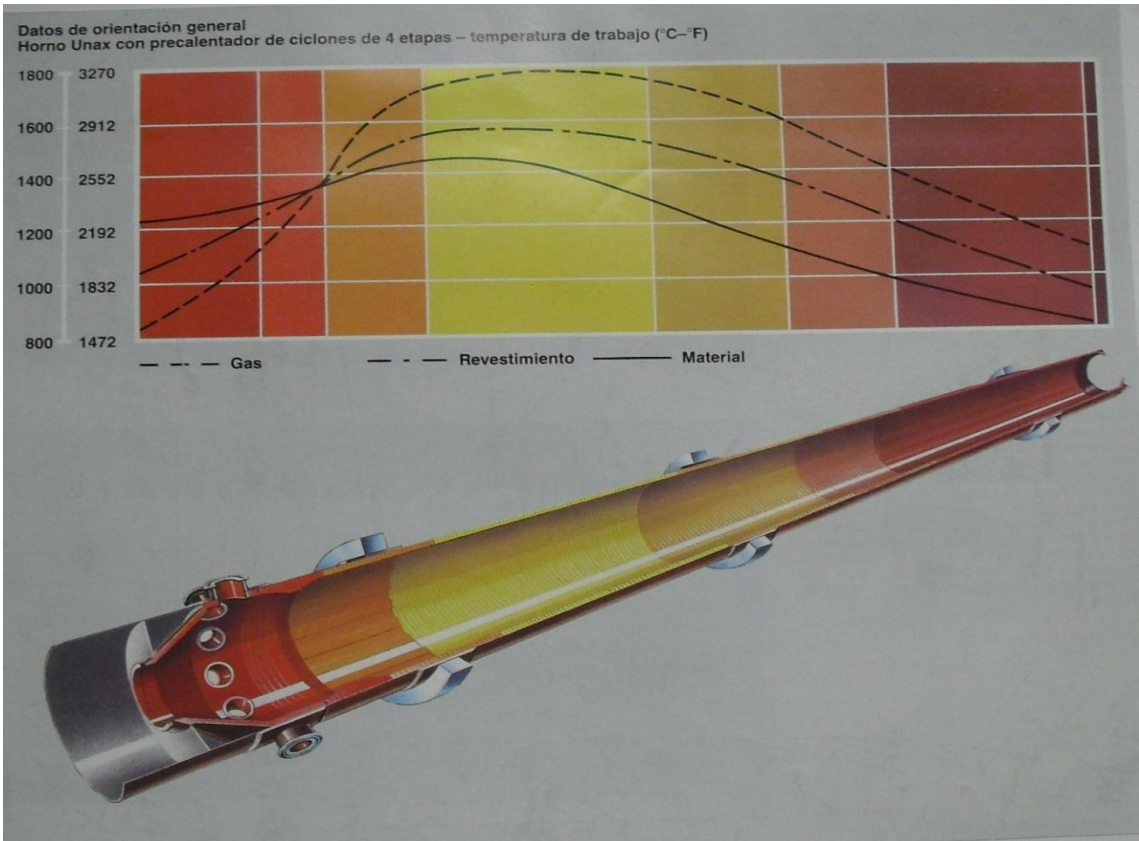


Figura 12.7. Refractario de un horno rotatorio

Tabla 12.13. .Materiales utilizados como refractarios en el intercambiador

Datos técnicos (tolerancias)							
Zonas del horno		Materiales refractarios	Composición			Refractabilidad	Resistencia a la compresión en frío
			Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃		
	Cono de salida	Masa hidráulica	38	35 – 50	6	1300°C	200 – 300 kgf/cm²
		Anclajes de acero resistente el calor				2370°F	2800 – 4200 psi
	Zona alrededor de salida Unax	Masa hidráulica	50	5–45	1,5	1500°C	800 kgf/cm²
		Anclajes de acero resistente al calor				2730°F	11000 psi
	Anillo de retención + revestim. perfilado	Ladrillo de alta alúmina	70 – 80	15 – 20	2	1450°C	400 – 600 kgf/cm²
						2640°F	5700 – 8500 psi
	Zonas de cocción y transición	Ladrillo de magnesita o dolomita	Depende de las condiciones de cocción			1550°C	300 kgf/cm²
						2820°F	4200 psi
	Zona de seguridad 1	Ladrillo de alta alúmina	70 – 80	15 – 20	2	1450°C	400 – 600 kgf/cm²
						2640°F	5700 – 8500 psi
	Zona de seguridad 2	Ladrillo de chamota	38 – 45	50 – 60	3	1400–1500°C	300 kgf/cm²
						2550 – 2730°F	4200 psi
	Zona de calcinación	Ladrillo de chamota. Revestim. perfilado	30 – 35	60 – 65	3	1300 – 1400°C	250 kgf/cm²
						2370 – 2550°F	3500 psi
	Cono de entrada	Masa hidráulica	45	30 – 40	1.5	1400°C	400 – 500 kgf/cm²
		Anclajes de acero resistente al calor				2550°F	5700 – 7000 psi

12.2.10. Enfriador planetario

Teniendo las dimensiones del horno rotatorio ya determinadas, es posible calcular la dimensión del enfriador del tipo planetario. El horno dispone de un total de 8 tubos.

Con la figura 12.8. obtenida del Manual Tecnológico del Cemento [1], es posible calcular el volumen total necesario del enfriador planetario para el caudal de producción diaria del horno.

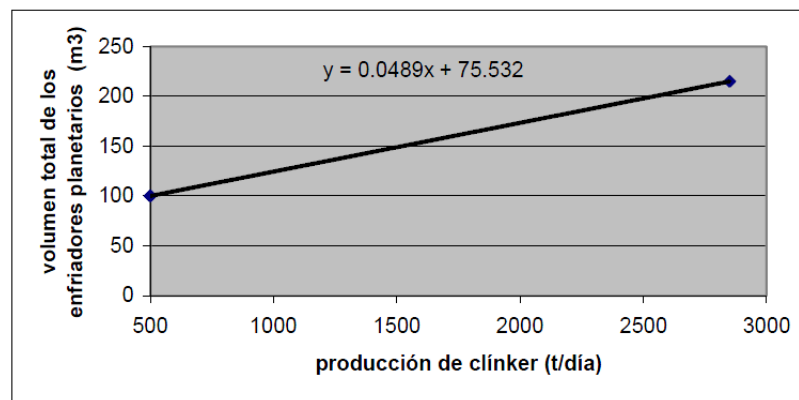


Figura 12.8. Volumen total de los enfriadores planetarios y caudal del horno en 24 horas.

En el caso que se está estudiando, la producción diaria de clínker es de 1341.6 T al día por lo que el volumen total del enfriador será de 141.14 m³ y en consecuencia, el volumen de cada uno de los tubos de 17.64 m³.

En la figura 12.9. [1] se muestra el diámetro del horno rotatorio y el diámetro correspondiente de los tubos del enfriador:

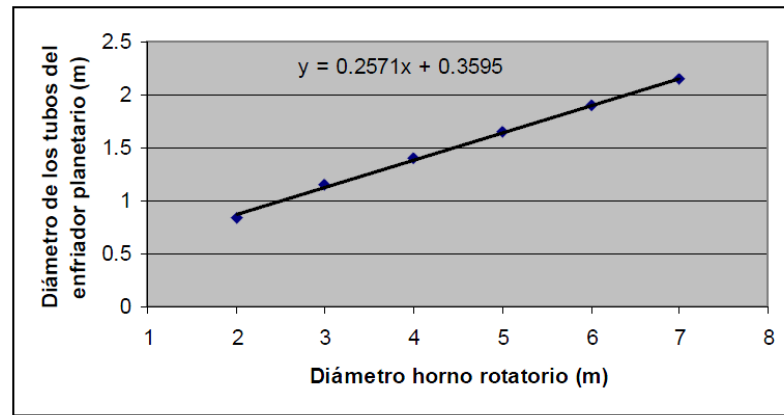


Figura 12.9. Diámetro del horno rotatorio y de los tubos correspondientes del enfriador planetario

El diámetro del horno es de 4.32 m, y por lo tanto, el diámetro de cada tubo será de 1.47 m. Al tener el volumen y el diámetro de cada tubo, es posible calcular la longitud que debe tener el enfriador:

$$V_{tubo} = 17.64 \text{ m}^3 = \pi \cdot r_{tubo}^2 \cdot L = \pi \cdot 0.73^2 \cdot L$$

$$L = 10.39 \text{ m}$$

Consumo de energía

El enfriador planetario eleva el consumo de energía del horno y del exhaustor.

El requerimiento de energía adicional del horno se determina con la fórmula:

$$K = 0.03 \cdot L$$

Siendo

K: Consumo específico, en kWh/T de clínker

L: Longitud de los tubos del enfriador planetario

$$K = 0.03 \cdot 10.39 = 0.32 \frac{\text{kWh}}{\text{T de clínker}}$$

Se debe considerar que estos enfriadores planetarios sufren una pérdida de presión que llega a 20-40 mm de agua, aumentando el consumo en torno a 0.3 kWh/T. Por lo tanto, el consumo de energía del enfriador es de 0.62 kWh/T de clínker.

El consumo en una hora se calcula de la siguiente manera:

$$0.62 \frac{kWh}{T \text{ de clínker}} \cdot 55.90 \frac{T \text{ de clínker}}{h} = 34.66 kW$$

12.2.11. Tanques de almacenamiento del clínker

El clínker se almacena a la salida del enfriador planetario en silos cilíndricos con el objeto de disponer de él en cantidades suficientes durante 2 días. Por ello, las dimensiones de estos silos son las siguientes:

Volumen de clínker a almacenar:

$$V = 1341.6 \frac{T}{día} \cdot 2 días \cdot \frac{1 m^3}{1.9 t} = 1412.21 m^3$$

Número de silos: 3

Volumen por silo: 470.74 m³

Relación H (altura)/D=4

Diámetro de cada silo:

$$D = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot V_s}{3 \cdot \pi}} = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot 470.74}{3 \cdot \pi}} = 5.85 m$$

La altura

$$H = 3 \cdot D = 3 \cdot 5.85 = 17.54 m$$

12.2.12. Molienda del cemento molino de bolas

Para la molturación del cemento se emplea un sistema muy similar al de la molienda de crudo: un molino de bolas, horizontal, de tres cámaras con dos separadores.

A continuación se detalla el dimensionamiento del molino y de cada cámara.

Longitud total del molino

Mediante la fórmula de Jacob se obtiene la longitud total del molino:

$$V = \frac{20000 \cdot P \cdot D_{MB}}{a \cdot D_M \cdot M_Z}$$

Siendo,

M_Z : Índice de capacidad. Según la medida de capacidad se pueden investigar molinos tubulares de todo tipo y dimensiones respecto a su trabajo de molienda. El índice o medida de capacidad óptima es 100.

P: Caudal del molino, en T/h.

a: Caudal específico del material molido, en kg/kWh. El caudal específico para clínker de cemento es de 35.2 en kg/kWh.

D_{MB} : Referencia al diámetro del trayecto de molienda. Como referencia para el volumen del recinto de molienda se elige el diámetro libre de la trayectoria de molienda $D_{MB} = 1.0$.

D_M : Diámetro medio de las trayectorias de molienda, en m.

V: Volumen del recinto de molienda, m³.

Para poder conocer el diámetro interno medio del horno se emplea la definición de volumen:

$$V = \frac{\pi \cdot D_M^2}{4} \cdot L$$

Siendo L la longitud, y cumpliéndose para este tipo de molinos de tres cámaras que $L/D=4.5$, se obtiene:

$$P = \frac{a \cdot D_M \cdot M_Z \cdot \frac{\pi \cdot D_M^2}{4} \cdot \frac{L}{D_M} \cdot D_M}{20000 \cdot D_{MB}}$$

$$58.23 = \frac{35.2 \cdot D_M \cdot 100 \cdot \frac{\pi \cdot D_M^2}{4} \cdot 4.5 \cdot D_M}{20000 \cdot 1.0}$$

$$D_M^4 = \frac{20000 \cdot 1.0 \cdot 58.23}{35.2 \cdot 100 \cdot \frac{\pi}{4} \cdot 4.5} = 93.61$$

$$D_M = \sqrt[4]{93.61} = 3.11 \text{ m}$$

Por lo tanto,

$$L = 4.5 \cdot D_M = 4.5 \cdot 3.11 = 14.00 \text{ m}$$

$$V = \frac{\pi \cdot 3.11^2}{4} \cdot 14.00 = 106.33 \text{ m}^3$$

A estas dimensiones se debe añadir el espesor de la chapa al diámetro útil, que para diámetros de entre 2.5 y 3.5 m corresponde a 38 mm, y la anchura de los dos separadores a la longitud útil, que para molinos de 3 cámaras es de 15 mm para el primer separador y 27 mm para el segundo. Por tanto:

$$D_{real} = 3.11 + 2 \cdot 0.038 = 3.19 \text{ m}$$

$$L_{real} = 14.00 + 0.015 + 0.27 = 14.28 \text{ m}$$

A continuación se calculan las dimensiones de cada cámara. Las proporciones están tabuladas en el Prontuario del Cemento [2], con lo que:

- *Cámara 1*

Longitud: 20 % del total

$$L_1 = 0.2 \cdot L = 0.2 \cdot 14.00 = 2.80 \text{ m}$$

- *Cámara 2*

Longitud: 30 % del total

$$L_2 = 0.3 \cdot L = 0.3 \cdot 14.00 = 4.20 \text{ m}$$

- *Cámara 3*

Longitud: 50 % del total

$$L_3 = 0.5 \cdot L = 0.5 \cdot 14.00 = 7.00 \text{ m}$$

Tamaño máximo de los cuerpos moledores

El tamaño máximo de los cuerpos moledores debe de ser suficiente para moler las partículas de material más gruesas.

Si los cuerpos moledores son demasiado grandes deterioran el revestimiento interno del molino, además de reducir la economía de molienda.

La fórmula empleada para determinar el tamaño máximo es la fórmula de Bond:

$$B = \sqrt{\frac{F}{K}} \cdot \sqrt[3]{\frac{S \cdot W_i}{C_s \cdot \sqrt{D}}}$$

Donde:

K: Constante. 335 para molinos de bolas por vía seca.

F: Tamaño de grano de alimentación en μm . 2000 μm .

S: Peso específico del material de molienda, en g/cm^3 . 3.09 g/cm^3 .

W_i : Índice de trabajo, en kW/T. Su valor oscila entre 10 y 14 kWh/T. Se considerará para este molino que es de 13.49 kWh/T.

C_s = Porcentaje de velocidad crítica del molino. Para este tipo de molino, suele estar en torno al 65 %. En este caso, se elige 65 %.

D = Diámetro efectivo del molino, en pies. 3.11 m = 10.20 ft.

B = Diámetro de la bola para molienda, en pulgadas.

$$B = \sqrt{\frac{2000}{335}} \cdot \sqrt[3]{\frac{3.09 \cdot 13.49}{65 \cdot \sqrt{10.20}}} = 1.43'' \cong 1\frac{1}{2}''$$

Grado de llenado

Para el cálculo del grado de llenado para cada cámara se emplea la siguiente ecuación:

$$Q = \frac{D \cdot \pi}{4} \cdot L \cdot p \cdot R$$

Donde:

D : Diámetro del molino = 3.11 m.

L : Longitud de cada cámara, en m.

P : Peso específico de los cuerpos molturadores. En la 1ª cámara es de

4.58 T/m³, en la 2ª cámara es de 3.3 T/m³ y en la tercera es de 2.8 T/m³.

R : % de llenado según la cámara. La primera: 30 %, la segunda del 27 % y la tercera del 24 %. Estos datos vienen establecidos en el Manual Tecnológico del Cemento [1].

- Cámara 1

$$Q_1 = \frac{3.11 \cdot \pi}{4} \cdot 2.80 \cdot 4.58 \cdot 0.3 = 9.40 \text{ T de bolas}$$

- Cámara 2

$$Q_2 = \frac{3.11 \cdot \pi}{4} \cdot 4.20 \cdot 3.3 \cdot 0.27 = 9.14 \text{ T de bolas}$$

- Cámara 3

$$Q_3 = \frac{3.11 \cdot \pi}{4} \cdot 7.00 \cdot 2.8 \cdot 0.24 = 11.49 \text{ T de bolas}$$

$$Q_{\text{total}} = \sum Q_i = 30.03 \text{ T}$$

Diámetro de los cuerpos molturadores

El diámetro es menor en cada cámara para conseguir la superficie específica idónea en cada momento.

- Cámara 1

$$\phi_1 = 1\frac{1}{2}'' = 3.75 \text{ cm}$$

- Cámara 2

$$\phi_2 = 1'' = 2.54 \text{ cm}$$

- Cámara 3

$$\phi_1 = \frac{1}{3}'' = 0.84 \text{ cm}$$

Volumen de los cuerpos modulares

Se aplica la fórmula:

$$V = \frac{Q}{P}$$

Dónde:

P: Peso específico de los cuerpos molturadores. En la 1ª cámara es de 4.58 T/m³, en la 2ª cámara es de 3.3 T/m³ y en la tercera es de 2.8 T/m³

Q: Peso de las bolas molturadoras que hay en cada cámara.

- Cámara 1

$$V_1 = \frac{9.40 \text{ t}}{4.58 \frac{\text{t}}{\text{m}^3}} = 2.05 \text{ m}^3$$

- Cámara 2

$$V_2 = \frac{9.14 \text{ t}}{3.3 \frac{\text{t}}{\text{m}^3}} = 2.77 \text{ m}^3$$

- Cámara 3

$$V_3 = \frac{11.49 \text{ t}}{2.8 \frac{\text{t}}{\text{m}^3}} = 4.10 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{total}} = \sum V_i = 8.92 \text{ m}^3$$

Velocidad del molino

La velocidad crítica de rotación del molino se calcula mediante la fórmula:

$$n_c = \frac{42.3}{\sqrt{D - d}}$$

Siendo

n_c : Velocidad crítica.

D: Diámetro del molino, 3.11 m.

d: Diámetro medio de las bolas molturadoras, 0.03 m.

Por lo tanto:

$$n_c = \frac{42.3}{\sqrt{3.11 - 0.03}} = 24.14 \text{ rpm}$$

Esta velocidad es aquella en que la fuerza centrífuga anula la influencia que la gravedad opera sobre las bolas; en esta situación, los cuerpos moledores no caen y por lo tanto, no prestan ningún servicio de molienda.

El número de vueltas que en la práctica se aplica de modo general está comprendido entre el 65-90 % de la velocidad crítica. En este caso, será del 75 %.

$$24.14 \cdot 0.75 = 18.11 \text{ rpm}$$

Potencia del accionamiento

La potencia se calcula de acuerdo con la ecuación siguiente:

$$N = c \cdot Q \cdot D \cdot n$$

Siendo:

N: Potencia del molino, en kW.

c: Factor de potencia. Para este tipo de molinos es de 0.24.

Q: Relleno de cuerpos moledores, 30.03 T de bolas.

D: Diámetro interno del molino, 3.11 m.

n: Velocidad del molino, 18.11 rpm.

$$N = 0.24 \cdot 30.03 \cdot 3.11 \cdot 18.11 = 405.92 \text{ kW}$$

A esta potencia se le debe añadir la potencia necesaria para mover el ventilador y el separador. Los valores aproximados para estos dispositivos es de un 15% adicional, por tanto:

$$N_t = 405.92 \cdot 1.15 = 466.81 \text{ kW}$$

Aplicándole un rendimiento global del 85%:

$$N_r = 466.81 \cdot 1.15 = 536.83 \text{ kW}$$

En la figura 12.10 se muestra un esquema del proceso de molienda y secado

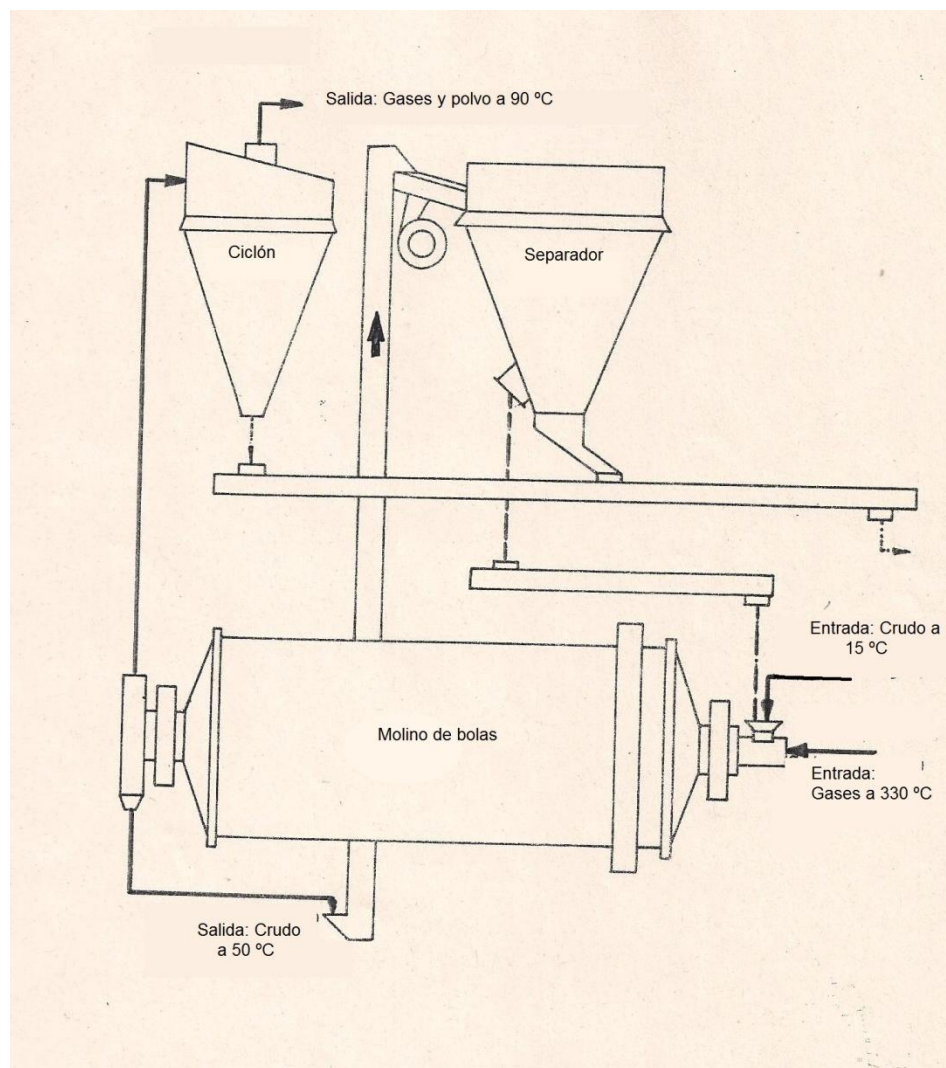


Figura 12.10. Proceso de molienda-secado

12.2.13. Almacenamiento de cemento

El almacenaje de cemento consiste en un gran silo dosificador cilíndrico que permite disponer de cemento durante cuatro días. Por ello, las dimensiones del silo son las siguientes:

Volumen de cemento a almacenar

$$V = 1369.86 \frac{T}{\text{día}} \cdot 4 \text{ días} \cdot \frac{1 m^3}{1.9 T} = 2883.92 m^3$$

Relación H(altura)/D=2.5

Diámetro del silo:

$$D = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot V_s}{3 \cdot \pi}} = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot 2883.92}{3 \cdot \pi}} = 10.70 m$$

Altura del silo

$$H = 2.5 \cdot D = 2.5 \cdot 10.70 = 26.74 m$$

12.2.14. Ensacadora

A la ensacadora llega un caudal a la hora de 57.08 T, lo que da lugar a producir 1141 sacos de 50 kg a la hora. En la tabla 12.14. se muestran las diferentes características técnicas de ensacadoras rotativas de la empresa “Haver & Boecker”:

Tabla 12.14. Datos sobre las ensacadoras rotativas (Haver & Boecker)

tiempo de llenado	tiempo por vuelta	veloci- dad	vel. tangencial		tiempo por saco		capacidad de llenado	
			Ø 2000	Ø 1600	8 boquillas	6 boquillas	8 boquillas	6 boquillas
(secs)	(secs)	(r.p.m.)	(m/s)	(m/s)	(secs)	(secs)	(sacos/h)	(sacos/h)
7	9,8	6,17	0,65	0,518	1,22	1,63	2940	2200
8	11,2	5,4	0,568	0,456	1,4	1,86	2570	1930
9	12,6	4,8	0,505	0,403	1,57	2,08	2290	1730
10	14,0	4,3	0,45	0,362	1,75	2,34	2060	1540
11	15,4	3,91	0,41	0,328	1,93	2,58	1870	1400
12	16,8	3,6	0,378	0,303	2,1	2,81	1710	1280
13	18,2	3,32	0,338	0,278	2,32	3,1	1550	1160
14	19,6	3,08	0,324	0,259	2,45	2,28	1470	1100

se admite un ángulo de 260° para el llenado

La ensacadora rotativa a instalar será una de 6 boquillas. Se elige la que permite producir 1160 sacos a la hora y tiene un diámetro de 1.600 m. Sus características técnicas son:

Tiempo de llenado: 13 s.

Tiempo por vuelta: 18.2 s.

Velocidad: 3.32 rpm.

Velocidad tangencial: 0.278 m/s.

Tiempo que pierde en cada saco: 3.1 s.

12.2.15. Torre de acondicionamiento

En condiciones normales de trabajo, el caudal de gases que necesitan este tipo de acondicionamiento es pequeño, ya que queda reducido a los gases que tengan una temperatura inferior a 200 °C.

Se considera para el dimensionado que se van a acondicionar todos los gases provenientes del intercambiador, ya sea por avería del molino de crudo, por cambio de los cuerpos molidores o por cualquier otro tipo de acción, pues el horno puede seguir

funcionando debido a que existen silos de crudo con cantidades suficientes como para hacerlo.

La cantidad de gases procedentes de la sección es, según los balances de materia en el sistema horno-intercambiador, de 96.28 T/h (79145.64 m³N/h).

La temperatura de entrada a la torre de acondicionamiento es de 330 °C, por lo que a dicha temperatura, los gases ocuparan un volumen diferente que en la salida, a 150 °C. Para ello se aplica la fórmula:

$$V_s = V_o \cdot \frac{273 + T}{273}$$

$$V_s (330 \text{ °C}) = 174816.19 \text{ m}^3/\text{h} = 2913.60 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$V_s (150 \text{ °C}) = 122632.25 \text{ m}^3/\text{h} = 2043.87 \text{ m}^3/\text{min}$$

Por tanto, el problema que se plantea es el de calcular una torre de acondicionamiento para un caudal de gases de entrada a 330 °C de 2913.60 m³N/min para ser enfriados hasta 150 °C. Se hace uso de la figura 12.11, obteniéndose los resultados expuestos a continuación:

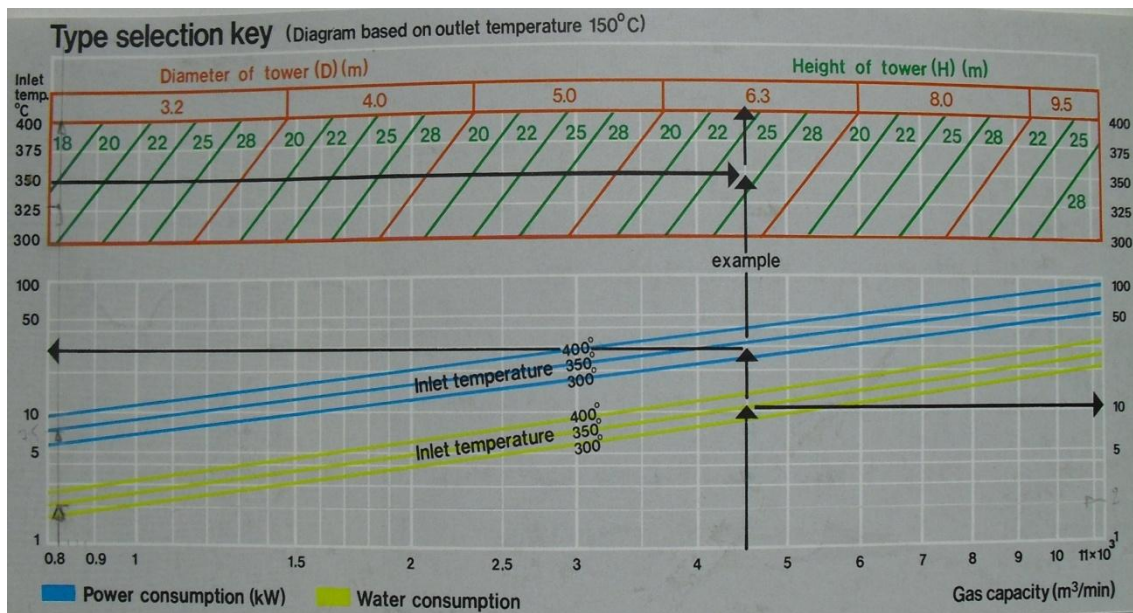


Figura 12.11. Gráfico para calcular las características de la torre de acondicionamiento

Tabla 12.15. Diferentes modelos de torres de acondicionamiento

TYPE	Weight		
	Basic (t)	Variable (t/m)	
		Type 300 mm WG	Type 800 mm WG
H×32	13.0	0.58	0.70
H×40	16.0	0.70	0.90
H×50	20.0	0.90	1.10
H×63	30.0	1.12	1.40
H×80	45.0	1.80	1.80
H×95	60.0	2.12	2.12

Torre de acondicionamiento tipo LYR 380-50

Altura (H): 28 m.

Diámetro (D): 5 m.

Consumo de agua: 7.5 m³/h

Consumo teórico de fuerza: 27 kW.

Tamaño mínimo del motor: 27·1.1=29.7 kW.

12.2.16. Electrofiltro

La cantidad de gases que entran al electrofiltro provenientes de la torre de acondicionamiento en las condiciones fijadas para el cálculo de la misma a una temperatura de 150 °C es de 122632.25 m³/h.

El cálculo fundamental del electrofiltro de basa en hallar la superficie de colección total que han de tener sus electrodos y el voltaje que se ha de aplicar en ellos.

Para calcular la superficie de colección, se utiliza la ecuación de Ceutsh:

$$\eta = 1 - e^{-\frac{W \cdot A}{Q}}$$

Donde:

η : Eficacia de captación.

W: Velocidad de migración de las partículas (m/s)

A: Superficie de los electrodos de precipitación (m²).

Q: Caudal de gases (m³/s).

Del intercambiador de ciclones sale una cantidad de crudo de 2606 kg/h según los balances de materia, que será a su vez la cantidad que entra al electrofiltro. Se espera una eficacia de captación de este último del 99 %, por lo que la cantidad de gases que saldrán al exterior será de:

$$2606 \frac{kg}{h} \cdot 0.01 = 26.06 \frac{kg}{h}$$

$$26.06 \frac{kg \text{ polvo}}{h} \cdot \frac{1 h}{122632.25 m^3} = 2.12 \cdot 10^{-4} \frac{kg}{m^3}$$

Y en condiciones normales:

$$26.06 \frac{kg \text{ polvo}}{h} \cdot \frac{1 h}{79145.64 m^3} = 3.29 \cdot 10^{-4} \frac{kg}{m^3 N}$$

Según la normativa legal, el nivel de emisión es de $3.5 \cdot 10^{-4}$ kg/m³N por lo que se está trabajando dentro de los márgenes establecidos.

Para una temperatura de 150 °C, se establece una velocidad de migración de 15 cm/s (0.15 m/s).

El caudal de gases expresado en m³/s es:

$$2043.87 \frac{m^3}{min} \cdot \frac{1 min}{60 s} = 34.05 \frac{m^3}{s}$$

Sustituyendo los valores conocidos en la fórmula de Deustsh, se puede despejar la superficie de colección.

$$0.99 = 1 - e^{-\frac{0.15 \cdot A}{34.05}}$$

Se obtiene que $A=1045.37 \text{ m}^2$.

Para calcular el gradiente de potencial entre las placas colectoras, se aplica la ley de Ohm:

$$E = R \cdot I$$

Donde:

E: Gradiente de potencial (V/m)

R: Resistividad del polvo ($\Omega \cdot \text{m}$). ($10^{10} \Omega \cdot \text{m}$)

I: Densidad de corriente: (A/m^2). $0.05 \text{ mA}/\text{m}^2$

$$E = 10^{10} \cdot 0.00005 = 500000 \frac{\text{V}}{\text{m}}$$

Como el sistema de corriente continua que alimenta al filtro electrostático proporciona una diferencia de potencial de 60000 V, la distancia entre los electrodos emisor y colector será:

$$\frac{60000 \text{ V}}{500000 \frac{\text{V}}{\text{m}}} = 0.12 \text{ m}$$

Para calcular la potencia teórica consumida por el electrofiltro, aplicamos la fórmula de la potencia eléctrica:

$$W = \frac{I \cdot V}{1000}$$

Donde:

W: Potencia, en kW.

I: Intensidad global de corriente.

V: Voltaje.

$$I = 0.00005 \frac{A}{m^2} \cdot 1045.37 m^2 = 0.052 A$$

$$W = \frac{0.052 \cdot 60000}{1000} = 3.14 kW$$

12.2.17. Cintas transportadoras

Se deciden instalar la variedad de cintas huecas debido a que son las que mejor se adaptan para el tipo de carga que se desea transportar y las que mejor relación calidad/precio presentan (véase el apartado 9.16.1.3.)

Las cintas están recubiertas de poliéster o poliamidas que les confieren una mayor resistencia al desgaste y a la temperatura, dentro de ciertos límites. La temperatura del material a transportar influye desfavorablemente sobre el tiempo de vida de una cinta transportadora; las mejores calidades pueden soportar temperaturas de hasta 120 °C, bajo condiciones de carga, por breve tiempo.

Además se instalarán transportadores articulados para ciertas partes de la planta de producción. Éstos sirven para el transporte de materiales de grano fino, tanto en sentido horizontal como en dirección ascendente o descendente sin una inclinación excesiva.

La cadena transportadora, o cadena de arrastre, está formada por dos cadenas paralelas entre sí, con rastras transversales montadas entre ellas. Por medio de poleas o de ruedas de estrella para un cambio de dirección del movimiento, se hace que los ramales de cadena pasen rasando el fondo de artesas o depósitos hechos de plancha. Las rastras recogen el material de la artesa, a donde llega en flujo continuo, y lo arrastra hasta su extremo o bien hasta el punto donde se halla dispuesta su salida ya que distribuyen el material según convenga y sin exigir atención particular.

La velocidad de transporte varía de acuerdo con el tipo del material que se maneja, desde 0.2 m/s para trozos grandes a 0.8 m/s para granulados finos.

El material puede descargarse en cualquier punto intermedio por aberturas que pueden cerrarse mediante compuertas corredizas. Puesto que las cadenas se mueven dentro del material, el desgaste en las articulaciones es inevitable. La presión de contacto en las espigas de conexión de los eslabones no debe exceder los 4000 N/cm².

12.2.18. Elevadores de cangilones

Se elige la modalidad de cangilones montados sobre cadena con descarga centrífuga (véase el apartado 9.16.2.1.), puesto que para la finalidad que se desea que éste cumpla dentro de la fábrica, es el que mejor se ajusta.

13. Fuentes de información

- Libros

[1]. Duda, W. “*Manual tecnológico del cemento*”. Editores Técnicos Asociados, S.A. Barcelona, 1977.

[2]. Labahn, O. Kohlhaas, B. “*Prontuario del cemento*”. Editores Técnicos Asociados, S.A. Barcelona, 1985.

[3]. Keil, F. “*Cemento, fabricación, propiedades y aplicaciones*”. Editores técnicos asociados, S.A. Barcelona. 1973.

[4]. Goma, F. “*El cemento Portland y otros aglomerantes*”. Editores técnicos asociados, S.A. Barcelona. 1979

[5]. Sinnott, R.K. “*Chemical Engineering Design*”. Ed Elsevier. Oxford. 1983.

[6]. “*Ullmann’s Encyclopedia of Industrial Chemistry*”. VCH Publishers. Weinheim. 1985-1996.

- Proyectos fin de carrera

[7]. Vilchez Sánchez, J.A. “*Instalación de una planta para la fabricación de clínker de cemento Portland-550 (300.000 Tm/año)*”, Proyecto fin de carrera. Huesca. 1982.

[8]. Espinosa Caballero, A. “*Fabricación de cemento P-350-Y*”. Proyecto fin de carrera. Huesca. 1987.

- Sitios web

[9]. www.oficemen.com. Agrupación de fabricantes de cemento en España. (07/09/10)

[10]. www.villanuevadelasminas.es. Web del municipio de Villanueva del Río y las Minas. (09/09/10)

[11]. www.arquitectuba.com.ar. Arquitectura, diseño, construcción y autocad. (09/09/10)

[12]. www.econometra.es. Análisis cuantitativo de los sectores económicos españoles a partir de series estadísticas e indicadores oficiales. (10/09/10)

[13]. web.usal.es/~tonidm/. Web del profesor Antonio Domingo Moya, doctor en la universidad politécnica de Salamanca. (15/09/10 y 30/09/10)

[14]. www.etsimo.uniovi.es/usr/fblanco. Web del profesor Francisco Blanco Álvarez, doctor en la universidad politécnica de Oviedo. (15/09/30 y 30/09/10)

[15]. www.grupominetti.com. Web de la empresa argentina productora de cemento “Minetti”. (19/09/10)

[16]. www.icpa.org.ar. Instituto del cemento Portland argentino. (05/10/10)

[17]. www.ieca.es. Instituto español del cemento y sus aplicaciones. (05/10/10)

[18]. www.agenciaandaluzadelaenergia.es Web de la consejería de economía, innovación y ciencia de Andalucía. (12/10/10)

[19]. www.ciment-catala.org Web de la agrupación de fabricantes de cemento de Catalunya “Ciment Català”. (12/10/10)

[20]. www.perfiltek.cat. Web de la empresa “Perfiltek, especializada en sistemas de transporte industrial. (26/10/10)

[21]. upcommons.upc.edu/pfc. Web en la que se encuentran diferentes PFC de la Universitat Politècnica de Catalunya. (Del 07/09/10 al 06/11/10)

14. Anexo

14.1 Normativa

Las normas UNE que incluyen las definiciones y especificaciones de los cementos españoles actuales son las que se indican en la tabla 14.1.

Tabla 14.1. Normas UNE para el cemento

Norma UNE	Tipos de cemento	Denominaciones
UNE-EN 197-1:2000	Cementos comunes: composición, especificaciones y criterios de conformidad	Prefijo CEM
UNE-EN 197-1:2002 ERRATUM		
UNE-EN 197-1:2000/A3:2008		
UNE-EN 197-1:2000/A1:2005	Cementos comunes de bajo calor de hidratación	Sufijo LH
UNE-EN 197-4:2005	Composición, especificaciones y criterios de conformidad de los cementos de escorias de horno alto de baja resistencia inicial	Sufijo L
UNE-EN 14216:2005	Composición, especificaciones y criterios de conformidad de los cementos especiales de muy bajo calor de hidratación	Prefijo VLH
UNE 80303-1:2001	Cementos resistentes a sulfatos	Sufijo (**) SR
UNE 80303-1:2001 1ªM:2006		
UNE 80303-2:2001	Cementos resistentes al agua de mar	Sufijo (**) MR
UNE 80303-2:2001 1ªM:2006		
UNE 80304:2006	Cálculo de la composición potencial del clinker Portland	
UNE 80305:2001	Cementos blancos albañilería	Sufijo BL
UNE 80307:2001	Cementos para usos especiales	Prefijo ESP
UNE 80309:2006	Cementos naturales	Prefijo CNR, CNL
UNE-EN 14647:2006	Cementos de aluminato de calcio	Prefijo CAC
UNE-EN 413-1:2005	Cementos de albañilería	Prefijo MC

(**) Cuando se trata de cementos comunes con características adicionales (SR, MR, o BL), hay que omitir el prefijo CEM, dado que se trata de cementos que no se encuentran recogidos en las normas europeas.

La Instrucción para la recepción del Cemento RC-08 establece las prescripciones técnicas generales de los cementos, así como la regularización de su recepción.

La finalidad de esta instrucción es que los productos de la construcción que en su composición utilicen cemento cumplan con los requisitos de las normativas europeas armonizadas, que permiten el marcado CE para los cementos certificados por un organismo externo notificado.

14.1.1 Relación de normativas relativas al cemento

- Normas UNE:

Las normas UNE-EN o UNE relativas al cemento Portland, elaboradas por el CEN/TC51 del Comité Europeo de Normalización o por el Comité Técnico 80 de la Asociación Española de Normalización (AENOR), a través de sus cuatro subcomités, se subdividen en los cinco grupos siguientes:

- SC0: Normas UNE-EN o UNE de evaluación de conformidad
- SC1: Normas UNE-EN o UNE de ensayos físicos y mecánicos
- SC2: Normas UNE-EN o UNE de análisis químico
- SC3: Normas UNE-EN o UNE sobre definiciones, clasificación y especificaciones
- SC4: Normas UNE-EN o UNE de toma de muestras y control de calidad.

Tabla 14.2. Descripción de los grupos en los que se clasifican las normas UNE

0) Normas UNE-EN o UNE relativas a evaluación de la conformidad
UNE-EN 197-2:2000 Cemento. Parte 2: Evaluación de la conformidad.
UNE-EN 197-2:2002 ERRATUM Cemento. Parte 2: Evaluación de la conformidad.
UNE-80601:2005 Cemento. Evaluación de la conformidad del cemento con el límite reglamentario de contenido de cromo VI soluble en agua.
1) Normas UNE de ensayos físicos y mecánicos del cemento
UNE-EN 196-1:2005 Métodos de ensayo de cementos. Parte 1: Determinación de resistencias mecánicas.
UNE-EN 196-3:2005 Métodos de ensayo de cementos. Parte 3: Determinación del tiempo de toma y de estabilidad del volumen.
UNE-EN 413-2:2006 Cementos de albañilería. Parte 2: Métodos de ensayo.
UNE-EN 13639:2002 Determinación del carbono orgánico total en la caliza

Tabla 14.2 Continuación

<p>UNE-EN 13639:2002/AC:2005 Determinación del carbono orgánico total en la caliza</p> <p>UNE 80103:1986 Métodos de ensayo de cementos. Ensayos físicos. Determinación de la densidad real mediante el volumenómetro de Le Chatelier</p> <p>UNE 80104:1986 Métodos de ensayo de cementos. Ensayos físicos. Determinación de la densidad real mediante el picnómetro de aire</p> <p>UNE 80105:1986 Métodos de ensayo de cementos. Ensayos físicos. Determinación de la densidad real mediante el picnómetro de líquido</p> <p>UNE 80108:1986 Métodos de ensayo de cementos. Ensayos físicos. Determinación de la finura de molido por tamizado húmedo</p> <p>UNE 80112:1989 EX Métodos de ensayo de cementos. Ensayos físicos. Determinación de la retracción de secado y del hinchamiento en agua</p> <p>UNE 80113:1986 Métodos de ensayo de cementos. Ensayos físicos. Determinación de la expansión en autoclave</p> <p>UNE 80114:1996 Métodos de ensayo de cementos. Ensayos físicos. Determinación de los fraguados anormales (método de la pasta de cemento)</p> <p>UNE 80116:1986: Métodos de ensayo de cementos. Determinación de la resistencia mecánica de los cementos naturales rápidos.</p> <p>UNE 80117:2001 Métodos de ensayo e cementos. Ensayos físicos. Determinación del color en los cementos blancos.</p> <p>UNE 80122:1991 Métodos de ensayo de cementos. Determinación de la finura.</p>
<p>2) Normas UNE de análisis químico del cemento</p> <p>UNE-EN 196-2:2006 Métodos de ensayo de cementos. Parte 2: Análisis químico de cementos.</p> <p>UNE-EN 196-5:2006 Métodos de ensayo de cementos. Parte 5: Ensayo de puzolanidad para los cementos puzolánicos.</p> <p>UNE-EN 196-8:2005 Métodos de ensayo de cementos. Parte 5: Determinación del calor de hidratación. Método por disolución.</p> <p>UNE-EN 196-9:2005 Métodos de ensayo de cementos. Parte 5: Determinación del calor de hidratación. Método semi-adiabático.</p> <p>UNE-EN 13639:2002 Determinación del carbono orgánico total en la caliza</p> <p>UNE-EN 13639:2002/AC:2005 Determinación del carbono orgánico total en la caliza</p> <p>UNE-EN 196-10:2008 Métodos de ensayo de cementos. Determinación del cromo (VI) soluble en agua contenido en el cemento.</p> <p>UNE 80210:1994 EX Métodos de ensayo de cementos. Análisis químico. Determinación de la composición química del clínker Portland y cementos por fluorescencia de rayos X</p> <p>UNE 80211:1994 EX Métodos de ensayo de cementos. Análisis químico. Determinación de la composición química de cales y calizas por fluorescencia de rayos X</p> <p>UNE 80213:1999 EX Métodos de ensayo de cementos. Determinación potenciométrica de cloruros</p> <p>UNE 80216:1991 EX Métodos de ensayo de cemento. Determinación cuantitativa de los componentes.</p> <p>UNE 20220:2000 Métodos de ensayo de cemento. Análisis Químico. Determinación de la humedad.</p> <p>UNE-EN 933-9:1999 Ensayos para determinar las propiedades geométricas de los áridos. Parte 9: Evaluación de los finos. Ensayo de azul de metileno.</p> <p>UNE 80225:1993 EX Métodos de ensayo de cementos. Análisis químico. Determinación del dióxido de silicio (SiO₂) reactivo en los cementos, en las puzolanas y en las cenizas volantes</p>

Tabla 14.2. Continuación

UNE 80225:1994 EX ERRATUM Métodos de ensayo de cementos. Análisis químico. Determinación del dióxido de silicio (SiO ₂) reactivo en los cementos, en las puzolanas y en las cenizas volantes
UNE 80228:1988 Métodos de ensayo de cementos. Análisis químico. Determinación del contenido de titanio por colorimetría. Método de referencia
UNE 80230:1999 Métodos de ensayo de cementos. Análisis químico. Métodos alternativos
UNE 80230:2000 ERRATUM Métodos de ensayo de cementos. Análisis químico. Métodos alternativos
UNE 80220:2000 Métodos de ensayo de cementos. Análisis químico. Determinación de la humedad.
UNE 80243:2002 Métodos de ensayo de cementos. Análisis químico. Determinación del óxido de calcio libre. Método del etilenglicol
3) Normas UNE sobre definiciones, clasificación y especificaciones
UNE-EN 197-1:2000 Cemento. Parte 1: Composición, especificaciones y criterios de conformidad de los cementos comunes.
UNE-EN 197-1:2002 ERRATUM Cemento. Parte 1: Composición, especificaciones y criterios de conformidad de los cementos comunes.
UNE-EN 197-1:2000/A3:2008 Cemento. Parte 1: Composición, especificaciones y criterios de conformidad de los cementos comunes.
UNE-EN 197-1:2000/A1:2005 Cemento. Parte 1: Composición, especificaciones y criterios de conformidad de los cementos comunes. Cementos de bajo calor de hidratación.
UNE-EN 197-4:2005 Cemento. Parte 4: Composición, especificaciones y criterios de conformidad de los cementos de escorias de horno alto de baja resistencia inicial
UNE 80303-1:2001 y UNE 80303-1:2001 1ª Modificación: 2006 Cementos con características adicionales. Parte 1: Cementos resistentes a sulfatos.
UNE 80303-2:2001 y UNE 80303-2:2001 1ª Modificación: 2006 Cementos con características adicionales. Parte 2: Cementos resistentes al agua del mar.
UNE 80304:2006 Cementos. Cálculo de la composición potencial del clinker Portland.
UNE 80305:2001 Cementos blancos.
UNE 80307:2001 Cementos para usos especiales.
UNE 80309:2006 Cementos naturales.
UNE-EN 14216:2005 Cementos. Composición, especificaciones y criterios de conformidad de los cementos especiales de muy bajo calor de hidratación
UNE-EN 14647:2006 Cementos de aluminato de calcio. Composición, especificaciones y criterios de conformidad.
UNE-EN 413-1:2005 Cementos de albañilería. Parte 1: composición, especificaciones y criterios de conformidad.
4)) Normas UNE-EN o UNE de toma de muestras
UNE-EN 196-7:2008 Métodos de ensayo de cemento Parte 7: Métodos de toma y preparación de muestras.

Existen también otros documentos reglamentarios relativos al cemento, entre los que cabe destacar:

- *INSTRUCCIÓN PARA LA RECEPCIÓN DE CEMENTOS RC-03*, Comisión Permanente del Cemento. Ministerio de Fomento. 2003.

- *PLIEGO DE PRESCRIPCIONES TÉCNICAS GENERALES PARA OBRAS DE CARRETERA Y PUENTES*, Ministerio de Fomento.

- *INSTRUCCIÓN DE HORMIGÓN ESTRUCTURAL EHE*, Comisión Permanente del Hormigón. Ministerio de Fomento. 1999.

- *REAL DECRETO 1313/1988* de 28 de octubre del Ministerio de Industria y Energía por el que se declara obligatoria la homologación de los cementos para la fabricación de hormigones y morteros para todo tipo de obras y productos prefabricados.

- *ORDEN de 17 de enero de 1989 del Ministerio de Industria y Energía* por el que se establece la certificación de conformidad a normas como alternativa a la homologación de los cementos para la fabricación de hormigones y morteros para todo tipo de obras y productos prefabricados. (B.O.E. de 25 de enero de 1989).

- *REAL DECRETO 1630/1992* de 29 de diciembre del Ministerio de Relaciones con las Cortes y de la Secretaría del Gobierno, por el que se dictan disposiciones para la libre circulación de productos de construcción, en aplicación de la Directiva 89/106/CEE.

- *REAL DECRETO 1328/1995* de 28 de julio del Ministerio de la Presidencia, por el que se modifica, en aplicación de la Directiva 93/68/CEE, las disposiciones para la libre circulación de productos de construcción, aprobadas por el *REAL DECRETO 1630/1992* de 29 de diciembre. (B.O.E. de 19 de agosto de 1995).

- *ORDEN PRE/1954/2004* de 22 de junio del Ministerio de la Presidencia, por la que se modifica el anexo I del Real Decreto 1406/2989, de 10 de noviembre, en el que se imponen limitaciones a la comercialización y uso de ciertas sustancias y preparados peligrosos (cemento).

- *ORDEN PRE/3796/2006* de 11 de diciembre del Ministerio de la Presidencia, por la que se modifican las referencias a normas UNE que figuran en el anexo al Real Decreto 1313/1988 de 28 de octubre, por el que se declara obligatoria la homologación de los cementos para la fabricación de hormigones y morteros para todo tipo de obras y productos prefabricados.

- *Corrección de errores a la ORDEN PRE/3796/2006* de 11 de diciembre del Ministerio de la Presidencia, por la que se modifican las referencias a normas UNE que figuran en el anexo al Real Decreto 1313/1988 de 28 de octubre, por el que se declara obligatoria la homologación de los cementos para la fabricación de hormigones y morteros para todo tipo de obras y productos prefabricados.

- *REAL DECRETO 605/2006* del 19 de mayo, por el que se aprueban los procedimientos para la aplicación de la norma UNE-EN 197-2:2000 a los cementos no sujetos al marcado CE y a los centros de distribución de cualquier tipo de cemento.